

МАТЕРИАЛЫ

**Международной научно-практической
конференции**

АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016

***«Инновации в комплексной переработке
минерального сырья»***

Материалы

**Международной научно-практической конференции
АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016**

***«Инновации в комплексной переработке
минерального сырья»,
посвященной***

**80-летию Лауреата Государственной премии
Республики Казахстан,**

**академика Жанторе Нурлановича Абишева
и**

**60-летию дважды Лауреата Государственной премии
Республики Казахстан,**

академика Абдурасула Алдашевича Жарменова

21-22 января 2016 г.

Алматы, 2016

УДК 550.8(063)
ББК 26.34
А 15

*Рекомендовано к изданию Ученым советом
РГП «Национальный центр по комплексной переработке
минерального сырья Республики Казахстан»*

Ответственные редакторы:

*академик МАНР, д.т.н. А.Ж. Терликбаева
профессор, д.т.н. С.В. Ефремова*

А 15 АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья», посвященной 80-летию Лауреата Государственной премии Республики Казахстан, академика Жанторе Нурлановича Абишева и 60-летию дважды Лауреата Государственной премии Республики Казахстан, академика Абдурасула Алдашевича Жарменова: Мат-лы Междунар. Науч.-практ. конф. – Алматы, 2016.

ISBN 978-601-7146-24-5

Сборник содержит Материалы Международной научно-практической конференции АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья», посвященной 80-летию Лауреата Государственной премии Республики Казахстан, академика Жанторе Нурлановича Абишева и 60-летию дважды Лауреата Государственной премии Республики Казахстан, академика Абдурасула Алдашевича Жарменова. Представлены инновации и технологии в геологии и горном деле, современные подходы в обогащении бедного, забалансового сырья, экологические аспекты природопользования, новые технологии металлургической переработки минерального и техногенного сырья.

УДК 550.8(063)
ББК 26.34

ISBN 978-601-7146-24-5

©РГП «НЦ КПМС РК», 2016

Уважаемые дамы и господа!



От имени Министерства по инвестициям и развитию Республики Казахстан я рад приветствовать участников и гостей Международной научно-практической конференции АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья»!

В эти дни страна вступила на путь практической реализации Плана нации "100 конкретных шагов по реализации 5 институциональных реформ".

Документом предусмотрены меры по развитию ряда перспективных секторов экономики. Традиционно горно-металлургическая отрасль является флагманом отечественной экономики.

Достижению цели вхождения Казахстана в число 30 самых развитых государств мира призван способствовать второй этап индустриально-инновационного развития республики, направленный на создание высокотехнологических производств. В связи с этим ужесточается необходимость разработки инновационных технологий. Очевидно, формирование наукоемкой экономики невозможно без прогресса в науке и коммерциализации научных разработок.

В создавшихся условиях значимость данной конференции высока. Уверен, АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016 выступят благоприятной площадкой для развития конструктивного диалога между представителями государственных структур, научной среды и бизнеса Казахстана и зарубежных стран.

Желаю всем участникам результативной работы в решении запланированных актуальных вопросов в области развития отрасли.

*Министр по инвестициям и развитию
Республики Казахстан*

A handwritten signature in blue ink, belonging to A. O. Isekeshev. The signature is stylized and fluid, written in a cursive-like manner.

А.О. Исекешев

**ӘБІШЕВ ОҚУЛАРЫ-2016 «Минералдық шикізатты кешенді
өңдеудегі инновациялар» атты халықаралық ғылыми-тәжірибелік
конференциясының
Құрметті делегаттары мен қонақтары!**



Аталған форум еліміз үшін тарихи кезеңде өтіп жатыр. Елбасы Н.Ә.Назарбаев ғаламдық экономикалық сын-тегеуріндерге қарсы тұру мақсатында мемлекеттік қызметтің барлық салаларын реформалау үшін Ұлт жоспарын ұсынып отыр.

Ғылыми қамтымды экономикаға өтіп, республиканы жаңғырту жағдайында ғылымның рөлі артуда. Осыған сәйкес, ғылыми қоғамдастық алдында ауқымды мақсат-міндеттер қойылған.

Бүгінгі күн ғылымның өнеркәсіп талаптарына бейімделуін талап етуде. Бұл өз кезегінде ғылыми технологиялар мен жетістіктерді коммерциализациялаудың маңызын арттыруда ғылыми гранттар мен бағдарламалардың құрылымдары индустриалды-инновациялық дамудың мемлекеттік бағдарламасына сәйкестендіріліп бекітілуде. Президентіміз Н.Ә.Назарбаевтың бес институционалдық реформасын іс жүзінде асырудың маңызды қадамы, инновацияларды өндіріс пен өнеркәсіпке ендірудегі қаржылық механизмдерді қарастыратын «Ғылыми және ғылыми-техникалық қызметтің нәтижелерін коммерциялау» туралы Заңын дайындап, қолданысқа енгізу.

Ел экономикасын дамыту мақсатында тау-металлургия секторының түрлі салаларындағы жетістіктер мен технологияларды бірлесе талқылау үшін мемлекеттік құрылымдардың өкілдері мен ғалымдарды, өндірісшілерді біріктіре отырып, Қазақстан Республикасының Минералды шикізатты кешенді қайта өңдеу жөніндегі ұлттық орталығы тарапынан өткізілетін «Минералдық шикізатты кешенді қайта өңдеудегі инновациялар» тақырыбындағы ӘБІШЕВ ОҚУЛАРЫ-2016 атты Халықаралық ғылыми-практикалық конференциясы барысында жоғарыда аталған мәселелердің маңыздылығы айқын көрінетін болады.

2015 жылдың нәтижесі көрсеткендей, қазақстандық ғылымның әлеуеті жоғары. Ғарыш және физика, экономика мен медицина, металлургия мен мұнай және газ геологиясы, бекіре өсіру ғылымдары бойынша үздік жұмыстар Қазақстан Республикасының әл-Фараби атындағы ғылым мен техника саласындағы мемлекеттік сыйлықтарына ие болды. Бүгінгі мүмкіндікті пайдалана отырып, Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігі атынан Минералды шикізатты кешенді қайта өңдеу бойынша ұлттық орталықтың Бас директоры, академик А.А.Жәрменов бастаған ғалымдар ұжымын жоғары мемлекеттік наградамен марапатталуларыңызбен құттықтаймын!

Конференция қатысушыларына отандық ғылымның одан әрі қарай дамуы жолында шығармашылық табыстар тілеймін!

**Қазақстан Республикасының
Білім және ғылым министрі**

А. Сәрінжіпов

Уважаемые делегаты и гости
Международной научно-практической конференции
АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016
«Инновации в комплексной переработке минерального сырья»!

Данный форум проходит в историческое для страны время. Президентом РК Н.А. Назарбаевым представлен План нации, направленный на реформирование всех сфер деятельности государства с целью противостояния глобальным экономическим вызовам.

В условиях модернизации республики, перехода к наукоемкой экономике усиливается роль науки. Соответственно, более масштабные задачи поставлены перед научным сообществом.

Реалии современного дня требуют переориентации науки на нужды производства, в связи с чем актуализируется вопрос коммерциализации научных разработок и технологий. Определена переориентация структуры научных грантов и программ в соответствии с государственной программой индустриально-инновационного развития. Важным шагом реализации пяти институциональных реформ Президента Н.А. Назарбаева является разработка Закона «О коммерциализации результатов научной и (или) научно-технической деятельности», предусматривающего механизмы финансирования работ по внедрению инноваций в производство.

Все вышесказанное подчеркивает актуальность проводимой на базе Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан Международной научно-практической конференции АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья», объединившей представителей государственных структур, ученых, производителей для совместного обсуждения достижений и технологий в разных секторах горно-металлургической отрасли в целях развития экономики страны.

Итоги 2015 г. показали, что потенциал казахстанской науки высок. Лучшие работы в области физики и космической науки, экономики и медицины, металлургии и геологии нефти и газа, осетроводства были удостоены Государственной премии Республики Казахстан в области науки и техники им. аль-Фараби. Пользуясь случаем, от имени Министерства образования и науки РК поздравляю авторский коллектив ученых Национального центра по комплексной переработке минерального сырья во главе с Генеральным директором, академиком А.А. Жарменовым с присвоением высокой государственной награды!

Желаю участникам конференции творческих успехов на пути дальнейшего развития отечественной науки!

Министр образования и науки
Республики Казахстан



А. Саринжинов

**Уважаемые организаторы, участники и гости
Международной научно-практической конференции
АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016
«Инновации в комплексной переработке минерального сырья»!**



От имени ученых Национальной академии наук Республики Казахстан приветствую Вас на этом важном мероприятии.

Общеизвестно, что необходимым условием развития любой деятельности является изучение передового опыта. Исторически конференция открывает возможности для обсуждения актуальных тем представителями разных институтов в целях определения вектора дальнейшего прогресса. Весьма символично, что очередное собрание «Абишевских чтений» - конференции, которая проходит один раз в пять лет, приходится на 2016 год. Мир поверг глобальный кризис. Для преодоления этого серьезного вызова Главой нашего государства

выработан План нации. Ответственные задачи стоят перед нами, учеными, поскольку подъем экономики призвана обеспечить индустриализация, а индустриализация немыслима без научных инноваций.

Проводимые «Абишевские чтения» направлены на обсуждение результатов современных исследований в области комплексной переработки минерального сырья. Тема весьма своевременна, т.к. сегодня индустриально-инновационное развитие республики ориентировано на повышение конкурентоспособности обрабатывающей промышленности посредством внедрения новых технологий и качественного развития инновационной системы. Убежден, что диалог приглашенных к разговору отечественных и зарубежных коллег найдет воплощение в дальнейшем тесном сотрудничестве и реальных проектах. Только совместными усилиями, на принципах согласия и взаимопонимания могут быть достигнуты амбициозные цели.

Настоятельно призываю Вас быть активными и внести свой посильный вклад в наше общее дело – развитие науки, развитие государства!

Пользуясь случаем, позвольте искренне поздравить Лауреатов первой в Казахстане Государственной премии в области науки и техники им. аль-Фараби. Высокое признание получили один авторский и шесть коллективных трудов, в том числе цикл работ в области металлургии свинца и золота Национального центра по комплексной переработке минерального сырья, выполненных под руководством Генерального директора, академика НАН РК А.А. Жарменова. Желаю творческих успехов и новых открытий!

**Президент
Национальной академии наук
Республики Казахстан**

М.Ж. Журинов

Уважаемые участники
Международной научно-практической конференции
АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016!



Казахстанская национальная академия естественных наук всецело поддерживает традицию проведения Международной научно-практической конференции АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ. В этом году конференция посвящена теме инноваций в комплексной переработке минерального сырья. Данное направление является высоко актуальным для нашей страны, вступившей во вторую фазу индустриализации.

Главой государства в хорошо известных для каждого казахстанца основополагающих документах определены четкие шаги всех социальных групп на современном этапе. В ходе индустриально-инновационного развития страны большое значение уделяется отечественной науке и коммерциализации результатов научных исследований. Наука является базисом формирования передовой экономики в эпоху восхождения казахстанской нации. Однако самые великие достижения науки не имеют смысла в отрыве от производства.

В этой связи очевидна важность тесного сотрудничества представителей разных структур, задействованных в процессе создания и воплощения в жизнь инноваций. Абишевские чтения стали реальной площадкой для диалога между ведущими учеными и специалистами передовых промышленных предприятий в области горного дела и обогащения, черной и цветной металлургии, химии и химической технологии о проблемах, путях их решения и достижениях в области комплексной переработки минерального сырья.

Выражаю уверенность, что форум пройдет на высоком научном уровне и явится импульсом развития новых партнерских отношений и укрепления международного сотрудничества, что будет способствовать подъему Казахстана на новые рубежи!

Президент КазНАЕН



Н. Абыкаев

Уважаемые дамы и господа!



От имени немецкой компании ICMD Holding GmbH я рад приветствовать участников и гостей Международной научно-практической конференции АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья»! Сохранение традиции проведения в столь сложной политико-экономической ситуации в мире, в условиях экономического спада мировых экономик конференцию, объединившую учёных, политических деятелей и производителей, является важным шагом для совместного поиска практического применения научных достижений и технологий в разных секторах горно-металлургической отрасли в целях развития, как экономики страны, так и мировой горно-металлургической отрасли в целом.

Переход на инновационный путь развития характеризуется широким использованием в промышленности новейших достижений науки и техники. Убежден, что вопросы, которые предстоит обсудить на Конференции имеют исключительно важное значение для современного развития и будущего наших стран.

Создание и производственная деятельность компании ICMD Holding по реализации и развитию научных разработок учёных Национального центра, освоению передовых технологий производства ферросиликоалюминия из высокочистых углей, ферросилиция с низким содержанием алюминия с использованием ежегодно возобновляемого сырья – отходов рисопроизводства, низкочистого высокоуглеродистого восстановителя кремния, используемого при производстве металлического кремния, являются яркими примерами практической направленности деятельности учёных Национального центра и тесного сотрудничества с производителями.

Итогом такой деятельности стало признание заслуг учёных перед государством и награждение большого коллектива учёных Национального центра во главе с его Генеральным директором А.А. Жарменовым. И, пользуясь случаем, от имени всего коллектива ICMD и входящих в него компаний, поздравляю авторский коллектив ученых Национального центра по комплексной переработке минерального сырья с присвоением высокой государственной награды, а Генерального директора академика А.А. Жарменова с присвоением высокой государственной награды дважды!

Я уверен, что интересные дискуссии и конструктивный обмен мнениями будут способствовать укреплению международного престижа Казахстана как страны, обладающей высоким уровнем культуры, науки, образования и производства.

Желаю участникам конференции творческих успехов на пути дальнейшего развития науки и её практического применения!

**Генеральный директор
ICMD Holding GmbH**

A handwritten signature in blue ink, consisting of a stylized first name followed by a surname, written in a cursive script.

Ю. Хайн

Уважаемые участники конференции!



В сентябре этого года исполняется 15 лет со дня проведения первых Абишевских чтений, которые являются данью памяти одному из знаковых ученых казахстанской горно-металлургической науки.

Лауреат государственной премии, академик Жанторе Нурланович Абишев – ученый, исследования и изобретения которого востребованы сегодня и будут иметь научную и практическую ценность в будущем.

В нелегкие для казахстанской науки 90-е годы прошлого века Жанторе Нурланович Абишев организовал и возглавил Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья РК, который под его руководством внедрил более 100 технологий на предприятиях на территории Казахстана и десятки технологий в дальнем и ближнем зарубежье. Сегодня научные идеи Ж. Абишева находят продолжение в исследовательских работах и инновационных технологиях и разработках, реализуемых специалистами отрасли.

В этом году проведение такой масштабной международной конференции также приурочено к 60-летию его сподвижника, крупного казахстанского ученого, академика НАН РК Абдурасула Алдашевича Жарменова, который внес неоценимый вклад в развитие отечественной науки и ее связи с производством, что и ознаменовалось в конце прошлого года получением им второй Государственной премии Республики Казахстан.

Несомненно, профессиональное обсуждение проблемных вопросов, научных и производственных достижений в отрасли в рамках такого рода форумов важно с позиции дальнейшего ее эффективного развития в целом и каждого производства в частности. Это хорошо понимают и на предприятиях Евразийской Группы (ERG), специалисты которых всегда принимали участие в данном форуме.

Начав свой путь в сложнейшие для экономики 90-е годы прошлого века, Евразийская Группа сумела восстановить работу флагманов тяжелой индустрии республики. Шаг за шагом наши предприятия превращались в производства, способные успешно конкурировать на международном рынке. Сегодня в активе Группы, которая в 2014 году отметила свой 20-летний юбилей, уникальные производства, ряд из которых применяет инновации и технологии, не имеющие аналогов не только в нашей стране, но и за рубежом.

Три года назад Группой ERG создан Научно-исследовательский инжиниринговый центр, призванный оказывать научно-техническую помощь предприятиям компании, совершенствовать существующие технологические схемы, разрабатывать и внедрять новые технологии, а также консолидировать и направлять казахстанский научно-инновационный потенциал на решение реальных и конкретных проблем предприятий Группы.

ТОО «Научно-исследовательский инжиниринговый центр ERG» является одним из первых проектов Президентской Программы создания научно-исследовательских центров крупных казахстанских компаний, важным элементом национальной инновационной системы (НИС).

Все предлагаемые НИИЦ ERG технологические решения исходят из реальных потребностей предприятий, проходят стадию НИОКР, учитывающую мировые достижения и тренды развития отраслей, и завершаются внедрением разработок на промышленном уровне. При этом вся работа проходит многоступенчатую экспертизу и предприятия имеют полный и постоянный контроль над выполнением работ. Так решается существующая проблема оторванности казахстанской науки от требований и реалий современного производства.

ERG в рамках своей новой технологической и научно-инновационной политики активно сотрудничает с институтами РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья» на взаимовыгодной основе.

ERG готова и в дальнейшем принимать активное участие в построении эффективных отраслевой и национальной научно-инновационных систем, мы открыты для всех предложений и готовы к диалогу по разным направлениям исследований и испытаний. Позвольте выразить благодарность организаторам форума, пожелать его участникам плодотворной работы в рамках Абишевских чтений-2016! Укрепление связей науки и производства является главным фактором эффективной технологической модернизации и повышении конкурентоспособности горно-металлургического комплекса Казахстана.

**С уважением,
Заместитель
Председателя Правления
Евразийской Группы**

А.А. Бектыбаев

Спонсоры

**ICMD Holding GmbH –
Золотой спонсор**



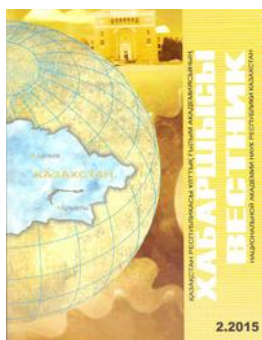
**Eurasian Resources Group –
Серебряный спонсор**



**ТОО «Кызылординский малотоннажный нефтеперерабатывающий завод» –
Серебряный спонсор**

Информационные партнеры

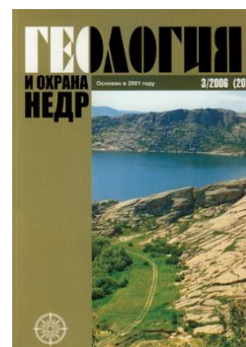
**Вестник Национальной
академии наук
Республики Казахстан**



Вестник КазНАЕН



**Геология и охрана
недр**



Промышленность Казахстана



**Информационно-аналитический портал
недропользования Казахстана**





Еуразиялық Топ

- Қазақстан Республикасындағы келесі өндірістік активтерге жетекшілік етеді: «Қазхром» ТҰК, Соколов-Сарыбай тау-кен байыту өндірістік бірлестігі (ССКӨБ), «Қазақстан алюминийі», Қазақстан электролиз зауыты (КЭЗ), Еуразиялық энергетикалық корпорациясы (ЕЭК), Шұбаркөл Көмір және ТрансКом Көліктік тобы.
- Ферроқорытпа, темір кен өнімі, глинозем, алюминий, көмір және электр энергиясын өндіреді.
- Топтың Қазақстандағы кәсіпорындарында 62 000 астам адам жұмыс істейді.

Евразийская Группа

- Осуществляет управление следующими производственными активами в Республике Казахстан: ТНК «Казхром», Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение (ССГПО), Алюминий Казахстана, Казахстанский электролизный завод (КЭЗ), Евроазиатская энергетическая корпорация (ЕЭК), Шубарколь Комир и Транспортная группа ТрансКом.
- Производит ферросплавы, железорудную продукцию, глинозем, алюминий, уголь и электроэнергию.
- На предприятиях Группы в Казахстане работают более 62 000 человек.

Eurasian Group

- Manages the following industrial assets in Kazakhstan: Kazchrome, SSGPO, Aluminium of Kazakhstan, Kazakhstan Aluminium Smelter (KAS), Eurasian Energy Corporation (EEC), Shubarkol Komir and TransCom Transport group.
- Produces ferroalloys, iron ore products, alumina, aluminium, coal and electricity.
- Employs over 62,000 people in Kazakhstan.

www.erg.kz

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

Исследования в области комплексного использования минерального сырья при переработке горных пород

*Бортников А.В.¹, Квитка В.В.¹, Самуков А.Д.¹, Спиридонов П.А.¹,
Шуляков А.Д.¹, Кутолин В.А.², Широких В.А.²*

(¹ООО «Интерстройпроект», г. Санкт-Петербург, Россия,

²Институт геологии СО РАН, Россия)

Приведено обоснование пригодности шихты для производства минеральной ваты из смеси определенного соотношения гранитных и доломитовых отсеков. Показаны соответствующие результаты экспериментальной проверки и теоретических расчетов предлагаемой шихты. Даны рекомендации по практическому изучению полученных вариантов шихты на пригодность для производства минеральной ваты из бросовых отходов переработки горных пород.

Ключевые слова: минеральная вата, подготовка шихты, отходы переработки горных пород, гранит, доломит, модуль кислотности, вязкость расплава.

В настоящее время на территории России накопились миллиарды тонн отходов от переработки горных пород (отвальных хвостов горно-обогатительных комбинатов и щебеночных отсеков) имеющих магматическое происхождение, которые занимают огромные площади и загрязняют окружающую среду.

Ежегодно к ним добавляется около 70 млн. м³ в виде отходов производства щебня (отсевы мельче 5 мм) и карьерной мелочи, крупностью 0-20 мм, отсеянной в голове процесса переработки горной массы.

В последние годы начались работы по использованию отвальных отсеков для получения фракционированных песков для замены природных песков в бетонных смесях, но для этого из отсеков необходимо выделить пылевидную фракцию крупностью менее 0,16 мм, которая не находя практического применения, складывается, создавая те же экологические проблемы, что и хвостохранилища горно-обогатительных комбинатов.

Большой объем накопленных и образующихся дисперсных отходов гранитных пород обуславливает необходимость проведения исследований по изысканию новых направлений их утилизации, одним из которых может быть использование этих отходов для производства минеральной ваты.

Традиционными и широко распространенными сырьевыми материалами для производства минеральной ваты являются основные горные породы габбро-базальтового типа, однако их добыча требует существенных затрат.

Нами исследована возможность использования дисперсных отходов переработки гранитного сырья в качестве основного компонента шихты для производства штапельных волокон, образующих минеральную вату.

Основным критерием пригодности сырья для получения высококачественных волокон минеральной ваты является модуль кислотности, рассчитываемый из соотношения массового содержания кислых и основных оксидов в шихте [1] по формуле (1):

$$M_{\kappa} = \frac{SiO_2 + Al_2O_3}{CaO + MgO} \quad (1)$$

В соответствии с ГОСТ 4640-2011 модуль кислотности, в зависимости от марки минеральной ваты, должен быть не менее 1,4 - 2,0. Для базальтовых пород оптимальным считается химический состав, обеспечивающий модуль кислотности в интервале от 3 до 5.

С показателем кислотности связана вязкость расплава, определяющая возможность получения супертонких волокон минеральной ваты. Оптимальная вязкость расплава по литературным и экспериментальным данным, для получения супертонких волокон минеральной ваты способом вертикального раздува воздухом должна составлять 3 - 10 Па·с в интервале температур 1400 - 1450 °С [2].

Для исследования возможности изготовления шихты для производства минеральной ваты была выбрана каменная пыль гранитоидов, которая образуется при изготовлении из них щебня, на базе ЗАО «Семиозерское карьероуправление» и отсеков доломита одного из месторождений в Ленинградской области.

Главными порообразующими минералами гранитоидов являются кварц, кислый плагиоклаз и калиевый полевой шпат. Очень важно, что температура плавления гранитоидов составляет при атмосферном давлении около 1000°С [3], так как минералы гранитоидов образуют низкоплавкие эвтектики. Однако столь низкие температуры плавления реализуются лишь при нагревании проб гранитоидов в течении нескольких дней, поскольку расплавы гранитоидов обладают очень высокой вязкостью [4]. Поэтому при изготовлении минеральной ваты из гранитоидов к ним необходимо добавлять такие компоненты, которые будут понижать вязкость расплава шихты. Наиболее дешевыми компонентами шихты для этой цели могут служить известняки и доломиты.

По данным зарубежных специалистов использование в качестве добавки к алюмосиликатам доломита предпочтительнее известняка, так как с ростом содержания оксида магния, за счет соответствующего уменьшения содержания кальция, увеличивается водостойкость минеральной ваты. Кроме этого растворение доломита начинается при более низкой температуре.

Как показал Тобольский Г.Ф. [5], главным свойством силикатных расплавов, определяющим возможность изготовления из них волокнистых материалов, является вязкость таких расплавов, а поверхностное натяжение имеет меньшее значение, поскольку оно мало меняется с температурой, тогда как вязкость очень сильно зависит от изменения температуры расплава. Исходя из этих соображений, для быстрой предварительной оценки пригодности шихты для производства минеральной ваты достаточно сделать теоретический расчет расплава шихты при разных температурах.

Таблица 1 – Химический состав шихты для изготовления пробы искусственного гравия

Название пробы	Массовая доля оксидов в %							Модуль кислотности	Модуль вязкости
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃ +FeO	MgO	CaO	Na ₂ O=K ₂ O	ппп		
Искусственный гравий	44,9	11,0	5,88	2,8	14,8	5,01	9,35	3,18	1,36

Таблица 2 – Температурная зависимость вязкости расплава искусственного гравия, определенная экспериментально и путем расчета

Способ определения вязкости	Вязкость, Па·с, при Т°С					
	1250	1300	1350	1400	1430	1450
Экспериментальный	52,3	28,7	11,9	8,3	6,4	5,6
Теоретический расчет по методу Э.С.Персикова	46,3	29,5	19,3	13,0	10,3	8,9
Погрешность расчета, доли ед.	-0,13	+0,03	+0,62	+0,57	+0,6	+0,59

В таблице 2 приведены экспериментальные данные о вязкости расплава шихты из 80% гранитной пыли и 20% известняка (таблица 1), относительная погрешность

измерения которых составляет 5%, а также результаты выполненного нами теоретического расчета вязкости расплава этой шихты по методу Э.С. Персикова [4]. Как видно из этой таблицы, расчетные данные достаточно близко совпадают с экспериментальными при температуре 1250 – 1300 °С и имеют устойчивую погрешность +0,6 ед. в интервале рабочих температур 1350 – 1450 °С, что дает возможность предварительной оценки пригодности шихты из гранитной пыли с добавками известняков и доломитов для изготовления минеральной ваты, путем расчета вязкости расплавов этой шихты.

В таблице 3 приведены результаты химических анализов гранитной пыли щебеночных отсеков ЗАО «Семиозерского карьероуправления» и отсеков доломитов месторождения Ленинградской области, а в таблице 4 химические анализы бентонита, цемента и извести, которые предполагается использовать в качестве связующего компонента при окусковании гранитной пыли и доломита.

Таблица 3 – Результаты химического анализа проб гранитной пыли и отсеков доломитов

Название проб	Массовая доля, %									
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe общее в пересчете на Fe ₂ O ₃	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	FeO	ппп
Гранитная пыль	58,4	12,8	10,2	0,11	1,85	4,34	2,29	4,33	7,01	0,93
Доломит	12,0	2,18	1,19	0,02	17,1	25,0	—	—	0,05	38,6

Таблица 4 – Химические анализы вяжущих веществ, которые предполагается использовать для придания необходимой прочности гранулам шихты из гранитной пыли и щебеночных отсеков доломитов

Название проб	Массовая доля, %								Модуль кислотности	Модуль вязкости
	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O		
Бентонит	14,27	4,37	0,5	58,25	3,62	2,07	2,25	1,20	12,7	5,42
Цемент	4,53	4,16	0	20,8	2,71	62,42	2,71	0,67	0,4	0,34
Известь	0,64	0,33	0	2,72	0,26	92,5	0,02	0,07	0,04	0,03

В таблицах 5-7 приведены расчетные данные о состава шихт с разными соотношением гранитной пыли и доломита и с разными типами связующих компонентов. Здесь же приведены данные о величине модулей кислотности и вязкости рассчитанных составов шихт. Где модуль вязкости характеризует качество минеральной ваты (И.Ю. Бирмантас, Химические методы определения качества минеральной ваты. Вильнюс, ВНИИтеплоизоляция, 1979, 156 с.) и рассчитывается по формуле (2):

$$M_B = \frac{M_{SiO_2} + 2M_{Al_2O_3}}{2M_{Fe_2O_3} + M_{FeO} + M_{CaO} + M_{MgO} + M_{Na_2O} + M_{K_2O} + M_{MnO} + M_{TiO_2} + \dots} \quad (2)$$

Следует отметить, что расчет вязкости расплава при разных температурах по методу Э.С. Персикова [4] по определению пригодности шихты для изготовления минеральной ваты, гораздо предпочтительнее, чем определение только модуля кислотности, который не учитывает температурных изменений и особенностей поведения расплавов горных пород.

Таблица 5 – Рассчитанные составы шихты с разным содержанием гранитной пыли и доломита, при использовании в качестве вяжущего бентонита

Содержание компонентов	Название проб	Массовая доля, %									Модуль кислотности	Модуль вязкости
		Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O		
0,85	Гранитная пыль	11,8	9,01	0,03	53,8	0,10	3,46	6,3	2,1	3,7	6,7	2,93
0,10	Доломит											
0,05	Бентонит											
0,65	Гранитная пыль	9,69	7,22	0,03	44,5	0,08	6,51	10,4	1,6	2,9	3,2	1,88
0,30	Доломит											
0,05	Бентонит											
0,55	Гранитная пыль	8,63	6,31	0,03	39,8	0,07	8,04	12,5	1,4	2,4	2,4	1,51
0,40	Доломит											
0,05	Бентонит											

Таблица 6 – Рассчитанные составы шихт с разным содержанием гранитной пыли и доломита при использовании в качестве вяжущего цемента

Содержание компонентов	Название проб	Массовая доля, %									Модуль кислотности	Модуль вязкости
		Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O		
0,85	Гранитная пыль	11,3	8,99	0	51,88	0,10	3,42	9,31	2,08	3,71	5,0	2,49
0,10	Доломит											
0,05	Цемент											
0,65	Гранитная пыль	9,20	7,2	0	42,6	0,08	6,45	13,4	1,62	2,85	2,6	1,63
0,30	Доломит											
0,05	Цемент											
0,55	Гранитная пыль	8,14	6,29	0	37,96	0,07	7,99	15,5	1,4	2,42	2,0	1,32
0,40	Доломит											
0,05	Цемент											

Таблица 7 – Рассчитанные составы шихт с разным содержанием гранитной пыли и доломита при использовании в качестве вяжущего извести

Содержание компонентов	Название проб	Массовая доля, %									Модуль кислотности	Модуль вязкости
		Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O		
0,85	Гранитная пыль	11,1	8,81	0	50,98	0,10	3,3	10,8	1,95	3,68	4,4	2,34
0,10	Доломит											
0,05	Известь											
0,65	Гранитная пыль	9,01	7,00	0	41,70	0,08	6,35	15,0	1,49	2,82	2,4	1,54
0,30	Доломит											
0,05	Известь											
0,55	Гранитная пыль	7,94	6,10	0	37,06	0,07	7,87	17,0	1,26	2,39	1,8	1,24
0,40	Доломит											
0,05	Известь											

Таблица 8 – Вязкость расплавов модельных шихт, составы которых приведены в таблицах 5-7, рассчитанная по методу Э.С. Персикова

№	Состав шихты	Вязкость в Па·с при Т°С / с учетом погрешности					
		1250	1300	1350	1400	1430	1450
1	Гранит(0,85)+доломит(0,10)+ Бентонит(0,05%)	386,7	230,2	<u>141,5</u> 84,9	<u>89,5</u> 53,7	<u>68,90</u> 41,34	<u>58,20</u> 34,92
2	Гранит(0,80)+доломит(0,15)+ Бентонит(0,05%)	191,7	116,7	<u>73,25</u> 43,95	<u>47,27</u> 28,36	<u>36,80</u> 22,08	<u>31,29</u> 18,77
3	Гранит(0,75)+доломит(0,20)+ Бентонит(0,05%)	125,0	77,13	<u>49,03</u> 29,42	<u>32,02</u> 19,21	<u>25,10</u> 15,06	<u>21,44</u> 12,86
4	Гранит(0,70)+доломит(0,25)+ Бентонит(0,05%)	77,4	48,65	<u>31,37</u> 18,82	<u>20,76</u> 12,46	<u>16,40</u> 9,84	<u>14,07</u> 8,44
5	Гранит(0,65)+доломит(0,30)+ Бентонит(0,05%)	46,2	29,4	<u>19,30</u> 11,58	<u>12,9</u> 7,74	<u>10,3</u> 6,16	<u>8,90</u> 5,34
6	Гранит(0,55)+доломит(0,40)+ Бентонит(0,05%)	13,4	8,8	<u>6,0</u> 3,6	<u>4,20</u> 2,52	<u>3,40</u> 2,04	<u>3,0</u> 1,8
7	Гранит(0,85)+доломит(0,10)+ Цемент(0,05%)	169,2	103,6	<u>65,30</u> 39,18	<u>42,30</u> 25,36	<u>33,0</u> 19,6	<u>28,10</u> 16,86
8	Гранит(0,80)+доломит(0,15)+ Цемент(0,05%)	110,2 0	68,28	<u>43,56</u> 26,14	<u>28,55</u> 17,13	<u>22,43</u> 13,46	<u>19,18</u> 11,51
9	Гранит(0,75)+доломит(0,20)+ Цемент(0,05%)	68,69	43,20	<u>27,95</u> 16,77	<u>18,56</u> 11,14	<u>14,69</u> 8,81	<u>12,63</u> 7,58
10	Гранит(0,70)+доломит(0,25)+ Цемент(0,05%)	40,62	25,98	<u>17,07</u> 10,24	<u>11,51</u> 6,91	<u>9,18</u> 5,51	<u>7,94</u> 4,76
11	Гранит(0,65)+доломит(0,30)+ Цемент(0,05%)	22,70	14,8	<u>9,90</u> 5,94	<u>6,80</u> 4,06	<u>5,5</u> 3,3	<u>4,70</u> 2,82
12	Гранит(0,55)+доломит(0,40)+ Цемент(0,05%)	5,7	3,88	<u>2,70</u> 1,62	<u>1,90</u> 1,14	<u>1,60</u> 0,96	<u>1,40</u> 0,84
13	Гранит(0,85)+доломит(0,10)+ Известь(0,05%)	134,2	82,6	<u>52,40</u> 31,44	<u>34,20</u> 20,52	<u>26,70</u> 16,02	<u>22,80</u> 13,68
14	Гранит(0,80)+доломит(0,15)+ Известь(0,05%)	85,58	53,45	<u>34,36</u> 20,62	<u>22,68</u> 13,61	<u>17,89</u> 10,73	<u>15,33</u> 9,20
15	Гранит(0,75)+доломит(0,20)+ Известь(0,05%)	52,11	33,06	<u>21,57</u> 12,94	<u>14,44</u> 8,66	<u>11,48</u> 6,89	<u>9,89</u> 5,93
16	Гранит(0,70)+доломит(0,25)+ Известь(0,05%)	29,98	19,35	<u>12,84</u> 7,70	<u>8,73</u> 5,24	<u>7,00</u> 4,20	<u>6,07</u> 3,64
17	Гранит(0,65)+доломит(0,30)+ Известь(0,05%)	13,1	8,7	<u>5,90</u> 3,54	<u>4,10</u> 2,46	<u>3,30</u> 1,96	<u>2,90</u> 1,74
18	Гранит(0,55)+доломит(0,40)+ Известь(0,05%)	4,5	3,1	<u>2,20</u> 1,32	<u>1,60</u> 0,96	<u>1,30</u> 0,78	<u>1,10</u> 0,66

Как отмечалось выше для получения супертонких волокон оптимальной является вязкость расплава 3-10 Па·с в интервале температур – 1400-1450 °С. Как видно из таблицы 8, этому условию удовлетворяют расплавы №№ 4, 5, 6, 9, 10, 11, 12, 15, 16, 17, 18 содержащие 20, 25, 30 и 40% доломита. Однако, как показано в [6], содержание тугоплавкого компонента в шихте не должно превышать 38% от содержания легкоплавкого компонента шихты, иначе тугоплавкий компонент не растворится полностью в расплаве легкоплавкого компонента. Взаимодействие карбонатов с гранитным расплавом экспериментально изучено и подтверждено в [7]. В составе модельных шихт из таблицы 8 легкоплавким компонентом является гранитная

пыль, а тугоплавким – доломит, поэтому пригодным для изготовления высококачественной минеральной ваты будут составы с содержанием доломита в 20, 25 и 30%, которые имеют также достаточно низкую вязкость, не превышающую 10 Па·с при температуре 1450 °С (расплавы №№ 4, 5, 9, 10, 11, 15, 16, 17 с рабочей вязкостью расплава 8,44; 5,34; 7,58; 4,76; 2,82; 5,93; 3,64; 1,74 Па·с, соответственно).

Выводы:

Экспериментальным и расчетным путем подтверждена возможность использования шихты, содержащей в качестве основного компонента дисперсные отходы переработки гранитных пород, для производства минеральной ваты. Полученные результаты создают предпосылки для разработки новой технологии утилизации тонкодисперсных отходов переработки гранитных пород. Работа выполнена при финансовой поддержке Минобрнауки РФ по Соглашению № 14.576.21.0042 от 16.07.2014 г., (УИПНИ RFMEFI57614X0042).

Источники

- 1 Горлов Ю.П., Меркин А.П., Устенко А.А. Технология теплоизоляционных материалов. – М., Стройиздат, 1980.
- 2 Тобольский Г.Ф. Влияние химического состава сырья на свойства минеральной ваты // В кн.: «Химические и металлургические шлаки». – Челябинск, Южно-Уральское книжное издательство, 1968. – С. 213-235.
- 3 Johannes W., Holtz F. Petrogenesis and Experimental Petrology of Granitic Rocks. Springer. – Verlag, 1996. – 350 p.
- 4 Персиков Э.С. Вязкость магматических расплавов. – М.: Наука, 1984. – 160 с.
- 5 Тобольский Г.Ф. Минеральная вата и изделия из неё. – Челябинск: Южно-Уральское книжное издательство, 1968. – 237 с.
- 6 Горяйнов К.Э., Горяйнова С.К. Технология теплоизоляционных материалов и изделий. – М.: Стройиздат, 1982. – 374 с.
- 7 Летников Ф.А., Медведев В.Я., Иванова Л.И. Взаимодействие гранитного расплава с карбонатами и силикатами. – Новосибирск: Наука, Сибирское отделение, 1978. – 145 с.

Разработка ресурсо-сырьевой концепции производства электростали с применением пегматита, как альтернативы импортному плавиковому шпату

Гасик М.И.¹, Горобец А.П.¹, Корниевский В.Н.², Панченко А.И.², Логозинский И.Н.², Сальников А.С.², Касьян С.А.², Мазурук С.Л.², Яковицкий А.В.²

(¹Национальная металлургическая академия Украины, г. Днепрпетровск, Украина,

²Электрометаллургический завод ПАО «Днепрспецсталь», г. Запорожье, Украина)

Обоснована технологическая возможность применения минерального сырья пегматита для замены плавикового шпата в составе твердых шлакообразующих материалов при внепечной обработке электростали. Приведены результаты промышленного освоения в условиях ПАО «Днепрспецсталь» технологии обработки сталей конструкционного и инструментального сортамента на установке печь-ковш (УПК) с заменой 80% плавикового шпата пегматитом.

Ключевые слова: электросталь, пегматит, плавиковый шпат.

По прогнозам экспертов в период с 2012 г. до 2020 г. ежегодный рост мирового потребления стали составит 3,5% при абсолютном увеличении объемов потребления стали с 1545 млн.т до 2399 млн.т [1]. При этом базовой стратегией развития сталеплавильного производства определена реализация технологической схемы «выплавка металла-полупродукта – внепечная обработка стали – непрерывная разливка». Одним из ключевых моментов данной технологии является внепечная обработка, в ходе которой обеспечивается заданный марочный состав стали и требуемый уровень качественных характеристик металла. Состав рафинировочного шлака, его реологические свойства (вязкость) в значительной степени влияют на кинетику массообменных процессов на границе металл-шлак и, в конечном счете, определяет эффективность внепечной обработки.

Действующая на ПАО «Днепрспецсталь» технология внепечной обработки стали на УПК определяет состав твердых шлакообразующих материалов (ТШМ) для формирования шлака на стадии обработки металла на УПК. Технический регламент определяет нормативы расхода смеси 10 кг/т при соотношении компонентов смеси известь/плавиковый шпат равном 3/1.

При анализе влияния фторида кальция, содержащегося в шлаках внепечной (ковшовой) обработки стали, отмечают его воздействие на снижение температуры плавления и, соответственно, вязкости ковшовых шлаков, формирующихся из твердых шлакообразующих материалов. К недостаткам относят повышенный удельный расход огнеупорных материалов, высокую цену импортируемого плавикового шпата, отрицательное влияние CaF_2 (ПДК 2 мг/м³) и фторидных летучих соединений (SiF_4 $t_{\text{возг.}} = 95^\circ\text{C}$; $t_{\text{возг.}} = 1270^\circ\text{C}$) на окружающую среду.

Технико-экономические особенности использования плавикового шпата (нестабильность состава рафинировочного шлака УПК, высокая стоимость импортируемого сырья, образование летучих фторсодержащих соединений [2], определяют необходимость поиск компонента шлакообразующей смеси, альтернативного плавиковому шпату, который обеспечивал бы шлаку высокую десульфуризирующую способность, соответствующую вязкость, снижал уровень выделения вредных соединений и являлся заменой импортируемого минерального сырья.

Перспективным направлением оптимизации составов рафинировочных шлаков представляется применение оксидов щелочных металлов Na_2O и K_2O .

Наличие в составе шлаков окислов Na_2O и K_2O обуславливает эффект разрушения цепочных кремнекислородных структур $[\text{SiO}_4]^{4-}$ в шлаковых расплавах, что

приводит к снижению вязкости расплава и, как следствие, к снижению температуры ликвидус и вязкости расплава.

Природным минералогическим сырьем, имеющим в своем химическом составе указанные окислы, являются щелочные алюмосиликаты пегматиты.

По Ферсману А.Е. [3] пегматит представляет собой продукт поздней (600-625°C) магматогенной кристаллизации гранитного расплава, обогащенного кремне- и алюмокислородными комплексами $[\text{SiO}_4]^{4-}$, $[\text{AlO}_4]^{4-}$, сопровождающейся ионно-обменными процессами вхождения окислов щелочных металлов (Na_2O , K_2O) в структуру кристаллической фазы. Это дает основание классифицировать кристаллохимическую структуру пегматитов как высокощелочные алюмосиликаты.

По данным В.Эйтеля [4] в структуре пегматита возможна комбинация тетраэдров $[\text{SiO}_4]^{4-}$ по всем пространственным направлениям. Комбинации $[\text{SiO}_4]^{4-}$ сочетаются таким образом, что все ионы кислорода служат структурными мостиками, образуя трехмерный каркас. Такая структура должна быть электронейтральной, так как все химические валентности и заряды в ней полностью насыщены. Ион AlO^{3+} может соединяться с ионами кислорода также с образованием тетраэдрического комплекса $[\text{AlO}_4]^{4-}$, занимая в нем такое же положение, как и ион кремния SiO^{4-} . При изоморфном замещении группы $[\text{SiO}_4]^{4-}$ группами $[\text{AlO}_4]^{4-}$, исходный кремнеземистый каркас превращается в каркас алюмосиликатов. При этом ион Al^{3+} , замещая позицию SiO^{4-} , насыщает только три из четырех свободных валентностей кислорода. В алюмосиликатах простейшего типа $[(\text{Al}_2\text{Si})\text{O}_4]^\infty$ один щелочной ион металлов (Na^+ , K^+) может с одним катионом Al^{3+} войти для нейтрализации новой алюмосиликатной структуры – щелочного алюмосиликата. По определению А.Е.Ферсмана [3] «... пегматит не может рассматриваться как структуры или морфологическая разновидность гранитовой породы, он является *генетическим типом*, образованным в ходе определенных этапов постоянного охлаждения гранитового расплава». Выделяют определенные температурные интервалы кристаллизации магматического расплава. Застывание нормального гранита происходит при 1000°C или ниже 800°C), а конечной гранитной эвтектики – около 650-700°C.

На территории Украины разведано 33 поля, тяготеющих к массивам гранитов различных составов и образуют накопления преимущественно в виде жильных тел мощностью 3-8 м. Пегматиты Октябрьского щелочного массива (район Приазовья) приурочены к месторождениям нефелиновых сиенитов [5] и образуют мощности рудных тел до 10 м. Запасы пегматита в недрах Украины составляют 8132,2 тыс. т, в том числе подтвержденные – 6567,2 тыс. т из которых на одном из крупнейших месторождений «Балка Великого Табору» – свыше 1 млн.т.

Кафедрой электрометаллургии НМетАУ (ранее ДМетИ) в тесном научно-техническом сотрудничестве с Запорожским, Стахановским заводами ферросплавов, ПАО «Днепроспецсталь», Запорожским абразивным комбинатом, выполнен комплекс теоретических, экспериментальных исследований, проведены опытно-промышленные работы по применению пегматита, как флюсующего и рафинирующего минерального сырья в электрометаллургических процессах и производстве абразивных изделий на основе электрокорунда и карбида кремния.

Пионерными исследованиями применения щелочных алюмосиликатов в электроферросплавном и сталеплавильном производств, явились разработки авторов [6], использовавших пегматит при производстве малофосфористого передельного марганцевого шлака в технологии металлического марганца. Установлены эффекты снижения вязкости высококремнеземистого расплава (28-30% SiO_2) и температуры выпуска шлака на 60-80°C, в сравнении с базовой технологией, предусматривающей присадку кварцитовой мелочи.

В настоящей статье обобщены результаты одного из этапов крупномасштабной опытно-технологической работы по внепечной обработке электростали на установке ковш-печь с частичной (80%) или полной заменой импортного плавикового шпата пегматитом.

Опытные плавки электростали широкого марочного сортамента проводили в условиях электросталеплавильного цеха ПАО «Днепропетросталь». Для обработки металла-полупродукта, полученного в ДСП-60, на установке ковш-электропечь использовали пегматит.

Пегматит Елисеевского месторождения (Запорожская обл.) фракцией 20-90 мм поставлялся на ПАО «ДСС» по технологическим условиям ТУ У 14.5-22141286-001-2002 со следующим химическим составом, % масс:

SiO ₂	в том числе свободный кварц	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	п.п.п.
75,9	34,71	13,7	0,73	0,8	0,7	3,5	4,1	0,34

Опытные плавки выполнялись по технологическому маршруту «ДСП60-УПК-Вакуумирование» по действующей технологии выплавки с корректировкой шлакового режима с применением пегматита на стадии внепечной обработки на УПК.

Действующая технология внепечной обработки стали предусматривает наведение рафинировочного шлака во время выпуска металлопродукта из печи (I шлак), удаление шлака перед началом внепечной обработки и формирования на УПК шлака присадками извести и плавикового шпата (II шлак). При проведении опытных плавок замена пегматитом 50-80% плавикового шпата в составе шлакообразующей смеси осуществлялась на стадии формирования II шлака.

В таблице 1 приведены показатели формирования шлака при обработки на УПК по действующей и опытной технологиям. Во время проведения опытных плавок визуально отмечалась повышенная жидкоподвижность шлакового расплава, в связи с чем на отдельных плавках производилось загущение шлака дополнительными присадками извести по ходу обработки на УПК.

Несмотря на снижение основности рафинировочного шлака на плавках опытной технологии обеспечивались показатели десульфурации сопоставимые с показателями действующей технологии (таблица 2).

Приведенные данные свидетельствуют, что степень десульфурации металла опытных плавок с применением пегматита, несмотря на снижение основности рафинировочных шлаков, практически не отличалась от показателей действующей технологии.

Аттестация металла опытных плавок производилась по результатам контроля металла по химическому составу и сдаточного контроля качественных характеристик проката. На отдельных плавках, определенных ЦЗЛ факультативно, оценивалась загрязненность неметаллическими включениями по ГОСТ 1778-70, ASTM-E-45 (метод А).

Металл опытных плавок полностью соответствовал марочному составу. На образцах металла опытных плавок в объеме сдаточного и исследовательского контроля выполнен анализ загрязненности неметаллическими включениями по методикам ASTM-E-45 (метод А) и DIN 50602 (метод К). В таблице 3 представлены результаты анализа качества металла по содержанию и типам неметаллических включений.

Таблица 1 – Сравнительные показатели шлакового режима обработки на УПК металла действующей технологии и опытных плавок с применением пегматита

Марка стали	Пробы ^{х)}	Массовая доля элементов, %								
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	CaF ₂	S	FeO	K ₂ O	Na ₂ O
а) Действующая технология										
42ХМ	1	10,40	13,57	60,2	5,44	8,3	0,63	0,84	0,036	0,16
	2	9,80	9,93	61,2	3,96	12,6	0,43	1,61	0,007	0,11
	3	10,20	14,5	49,0	6,0	19,1	0,39	0,40	0,036	0,07
13ХНМ	1	8,80	12,0	58,5	5,70	12,9	0,98	0,65	0,032	0,14
	2	9,20	7,80	59,0	3,47	18,4	0,58	1,20	0,015	0,12
	3	10,80	9,20	57,7	5,32	15,6	0,58	0,76	0,009	0,005
б) Опытная технология										
5ХН2М Ф	1	19,7	6,04	18,0	19,5	5,2	0,10	0,07	6,9	0,17
	2	20,9	9,7	35,7	17,1	5,7	0,15	0,12	4,7	0,24
	3	16,0	14,0	46,7	12,1	9,0	0,17	0,38	0,60	0,18
45Х2Н4 М	1	9,1	18,0	57,3	6,3	8,0	<0,10	0,64	0,40	0,13
	2	21,9	10,5	57,2	5,0	3,66	<0,10	0,48	0,92	0,11
	3	18,7	18,5	45,2	8,6	7,32	<0,10	0,36	1,0	0,11

Пробы^{х)}: 1 – шлак на выпуске металла из печи; 2 – шлак начала обработки на УПК;
3 – шлак по окончании обработки металла на УПК.

Таблица 2 – Степень десульфурации металла (η_s) при рафинировании шлаками действующей и опытной технологий

Марка стали	Обработка шлаками на выпуске металла из печи (первый рафинировочный шлак)			Обработка шлаками на УПК (второй рафинировочный шлак)			(η _s) итог, %
	[S]	[S]	η _s , %	[S]	[S]	η _s , %	
	ppm			ppm			
Действующая технология							
42ХМ9	340	200	41,1	200	50	75,0	85,3
52ХНС	220	110	50,9	110	60	45,5	72,7
42ХМ	340	140	58,8	140	40	71,4	88,2
45У1	540	160	70,4	160	100	62,5	81,5
Средние показатели	360	153	55,1	153	63	65,85	81,9
Опытная технология							
5ХН2МФ	310	80	74,2	80	70	12,5	77,4
45ХН4М	330	100	69,6	100	70	30,0	78,8
50ХГФ	440	120	72,7	120	70	41,6	84,1
45У	350	120	65,7	120	60	50,0	82,8
40Х	520	210	59,6	130	100	23,1	80,7
30ХН3М	400	200	50,0	200	60	70,0	85,0
45У	560	200	64,3	200	90	55,0	83,9
9Г2Ф	530	280	47,1	280	80	71,4	84,9
6ХГС-У2	430	120	72,1	120	70	41,6	83,7
14ХН3	380	160	57,9	160	100	37,5	73,6
Средние показатели	422	169	60,4	162	86	42,4	79

**Таблица 3 – Результаты сдаточного и исследовательского контроля
загрязненности металла опытных плавов неметаллическими включениями**

Марка стали	Норма докум.	Профиль, мм	Образец	Результаты оценки неметаллических включений, ASTM E-45, балл							
				Атн	Атл	Втн	Втл	Стн	Стл	Дтн	Дтл
5ХН2МФ-В	ТУ ДСС 003	кр. 37/35	1	1,0	0,5	2,0	2,5	1,0	0	1,5	1,0
			2	1,0	0,5	1,0	1,0	0	0	1,5	1,0
			3	1,5	0,5	3,0	2,5	2,0	0	1,5	1,0
			4	1,0	0,5	1,5	1,5	1,0	2,0	1,5	1,0
			5	1,5	0,5	1,5	1,0	0	0	1,5	1,0
			6	2,0	0,5	1,5	1,0	0	0	1,5	1,0
			Ср.балл	1,3	0,5	1,8	1,6	0,7	0,3	1,5	1,0
40Х	ТУ ДСС 004	кВ. 107		2,5	1,5	2,5	2,0	0	0	1,0	1,0
				2,5	1,5	2,0	1,0	1,5	1,5	1,0	1,0
				2,0	1,5	2,0	1,0	0	0	1,0	1,0
				2,0	1,5	1,5	1,5	0	0	1,0	1,0
				2,0	1,5	2,0	1,5	0	0	1,0	1,0
				2,5	1,5	2,0	1,5	0	0	1,0	1,0
			Ср.б.	2,3	1,5	2,0	1,4	0,3	0,3	1,0	1,0
Требования ТУ ДСС 003-2013			для вакуум	≤ 2,0	≤ 1,5	≤ 2,0	≤ 1,5	≤ 2,0	≤ 1,5	≤ 2,0	≤ 1,5
Требования ТУ ДСС 004-2007			без вакуум.	≤ 3,0	≤ 2,0	≤ 3,0	≤ 2,0	≤ 3,0	≤ 2,0	≤ 3,0	≤ 2,0

Из таблицы 3 следует, что металл опытной плавки характеризуется отсутствием силикатов и низким баллом загрязненности сульфидами, оксидами и оксисульфидами и полностью отвечает по результатам сдаточного контроля требованиям нормативно-технической документации. По результатам положительных итогов проведенных ряд плавов с использованием пегматита, намечается увеличить объемы внедрения разработанной технологии.

Выводы

В условиях ПАО «Днепропетросталь» проведена промышленная кампания плавов электростали конструкционного и инструментального сортамента с полной или частичной (80%) заменой импортного плавикового шпата пегматитом в составе шлаков на установке электропечь-ковш. По результатам сдаточного и исследовательского контроля качества заготовок и сортопроката металла опытных плавов полностью отвечал нормам по содержанию неметаллических включений при контроле по ГОСТ 1778-70 и стандартам ASTM-E45. Технология внепечной обработки электростали на УПК с заменой импортного плавикового шпата пегматитом обеспечивает снижение себестоимости стали.

Источники

- 1 Shill Ingo. Stahldistributoon – Quo vads? Stahlmarket, 2015. v. 65 № 2, pp. 24-27.
- 2 Анализ устойчивости оксидно-фторидных расплавов при рафинирующих обработках стали электрометаллургическими процессами / М.И.Гасик, М.М.Гасик, А.П.Городец, О.И. Поляков, Ю.С. Пройдак, А.И. Панченко, А.С. Сальников // Металлург. и горноруд. пром-сть. – 2011, № 5. – С. 20-29.
- 3 Ферсман А.Е. Пегматиты. 3-е изд. Т. 1. Гранитные пегматиты. – М.-Л.: 1940.
- 4 Эйтель В. Физическая химия силикатов. – М.: Ин. лит-ра, 1962. – 1055 с.

- 5 Мінеральні ресурси України та світу (на 01.01.2006 р.). Ю.І. Третяков, В.І. Мартинюк, А.Г. Суботін та інші. // Державне науково-виробниче підприємство «Геоінформ України», Київ, 2077. – 560 с.
- 6 Гаврилов В.А., Гасик М.И. Силикотермия марганца. – Днепропетровск: Системные технологии. 2001. – 512 с.

Методы переработки техногенных минеральных образований на предприятиях ТОО «Корпорация Казахмыс» и пути их совершенствования

*Медведев О.С., Оспанов Е.А., Шахалов А.А., Оспанов Н.А.
(УКПТС ТОО «Корпорация Казахмыс», г. Алматы, Казахстан)*

Представлены перспективные и действующие процессы переработки техногенных минеральных образований ТОО «Корпорация Казахмыс», в частности описаны результаты лабораторных и промышленных испытаний по переработке медленно охлажденных плавильных и конвертерных шлаков медеплавильного передела.

Ключевые слова: обогащение, медленное охлаждение, извлечение металлов.

Техногенные минеральные образования представляют собой горнопромышленные отходы в горнодобывающей, металлургической, топливно-энергетической и химической промышленности. Основная масса горнопромышленных отходов в Казахстане образуется в горнодобывающих предприятиях (72,5%) при вскрышных и горнопроходческих работах, значительно меньше на обогатительных фабриках (25,7%) и металлургических заводах (1,8%).

При разработке месторождений открытым и подземным способами в горнопромышленные отходы попадает значительная часть промышленного минерального сырья. При обогащении руд в концентраты извлекаются 75-85% основных и 50-80% сопутствующих компонентов, а остающаяся их часть теряется и складывается в отвалах (хвостах) обогащения. Высокие темпы добычи и переработки минерального сырья привели к образованию большого количества горнопромышленных отходов. На предприятиях горнопромышленного производства Казахстана в отвалах и хвостохранилищах находится более 20 млрд. т. техногенных минеральных образований. Ежегодно накапливается около 1 млрд. т. Отходы обогатительных фабрик и металлургических заводов требуют специальных инженерных сооружений для хранения, а сами отходы содержат не только полезные, но и вредные компоненты, которые оказывают негативное влияние на окружающую природу. При металлургическом переделе извлечение основных компонентов составляет 80-95%, остальные теряются и складываются в отвалы металлургических шлаков.

Уровень использования горнопромышленных отходов в настоящее время является низким. Техногенные минеральные образования, которые по количественным, качественным, технологическим и технико-экономическим показателям обеспечивают возможность и экономическую целесообразность их промышленного освоения, относятся к техногенным месторождениям полезных ископаемых. В зарубежных странах расширяется их использование и этому способствует комплексное использование техногенного минерального сырья и применение новых технологий, как с целью извлечения полезных компонентов, так и в качестве горнотехнических и строительных материалов, минеральных удобрений и т.д.

На фоне общего обеднения рудных запасов по основному металлу, руководство ТОО «Корпорация Казахмыс» видит дальнейший путь развития в повышении комплексности переработки сырья, что в перспективе увеличивает эффективность основного производства, расширяет линейку товарной продукции, уменьшает риски от колебания цен на основные металлы, создает положительный имидж и биржевую привлекательность компании. Для достижения поставленных целей необходимо интенсивно изучать и внедрять передовой мировой опыт по комплексной переработке полиметаллического сырья, активнее привлекать на конкурсной основе частных

инвесторов для создания партнерства с минимальными технологическими и финансовыми рисками для компании, создавать и инвестировать собственные научные и опытно-промышленные исследования.

По состоянию на 2015 год на балансе ТОО «Корпорация Казахмыс» находится более 2 млрд. т горных пород в качестве ТМО, более 870 млн. т хвостов обогащения и 21 млн. т шлаковых отвалов двух медеплавильных заводов в городах Балхаш и Жезказган. Суммарное количество меди в техногенных минеральных образованиях Корпорации составляет около 4 млн. т.

В планах компании намечен четкий курс на новый качественный уровень и комплексный подход освоения сырья, вовлечение в переработку забалансового сырья, внедрение и разработку новых технологий.

Для извлечения ценных компонентов из вскрышных пород, забалансовых и окисленных руд, ТОО «Корпорация Казахмыс» активно проводит поиск инвесторов и привлекает исследовательские группы различных направлений. В настоящее время активно проводятся исследования по переработке окисленных руд месторождений Кобырат, Шатырколь, Жайсан.

Значительные запасы целевых металлов содержатся в хвостах обогатительного передела. За рубежом определенное распространение получили процессы извлечения ценных компонентов из отвальных хвостов обогатительных фабрик в бедные медные, цинковые и свинцовые флотационные концентраты.

В качестве примера можно привести частную чилийскую компанию Minera Valle Central, которая с 1992 года перерабатывает хвосты хвостохранилищ Colihues Tailings (Cu – 0,265%, Mo – 0,011%) и El Teniente Tailings (Cu – 0,112%). Производительность предприятия составляет ~ 1 т/сут молибденового концентрата (Mo – 50%, Cu – 10%). Сквозное извлечение меди в медный концентрат составляет – 45%, молибдена в молибденовый концентрат – 15%.

В пределах СНГ переработка хвостов обогащения также имеет место на ЗАО «Предприятие Цветмет» (Украина), ОАО «Горно-металлургическая компания «Норильский никель» (Россия), ОАО «АГМК» (Республика Узбекистан), ВГОК «Евраз Груп» (Россия) и др. [1].

Большинство обогатительных фабрик Корпорации в настоящее время перерабатывают медно-порфировые, сульфидные медные, медно-цинковые руды и медные песчаники с получением концентратов высокого качества. Медь в самородном состоянии присутствует в виде минералов халькопиритов и халькозина, борнита и др. Однако к 1980-1990 гг. содержание меди в руде снизилось до 1,08%. Фабрики работают с рудой, содержащей 0,7 - 0,8% меди и разработка месторождений находится на стадии завершения.

Несмотря на снижение содержания, специалисты Корпорации поддерживают извлечение и сортность выпускаемого концентрата на достигнутом ранее уровне, что соответственно приводит к обогащению отходящих хвостов фабрики. Фактическое остаточное содержание металлов в отвальных хвостах флотационных обогатительных фабрик ТОО «Корпорация Казахмыс», как правило, в 2-3 раза превышает минимальное теоретическое содержание этих металлов. Большая часть безвозвратных потерь металлов с отвальными хвостами приходится на долю сростков. Примерно 1/3 всех теряемых сростков являются закрытыми, а 2/3 - открытыми. Одновременно некоторая часть металлов теряется и с раскрытыми зернами минералов, особенно в труднофлотируемых классах -10 мкм, в связи с чем вопросы сокращения этих потерь представляют значительный промышленный и научный интерес и являются актуальной промышленной задачей.

В настоящее время в Корпорации ведется работа по определению возможности вовлечения в переработку лежалых хвостов законсервированных хвостохранилищ, в частности хвостохранилищ Жезказганской и Карагайлинской обогатительных фабрик.

Технико-экономические расчеты и опыт работы ряда зарубежных предприятий показывают, что из перемещаемых горных масс и отвальных хвостов обогатительных фабрик цветной и черной металлургии добыча ценных элементов может быть организована только как попутное производство, что является дополнительным ограничивающим фактором. При этом технологические схемы доизвлечения должны быть просты в эксплуатации и обеспечивать высокую производительность, организация производства должна проводиться без существенного изменения технологического режима основного производства и без его реконструкции. Показатель извлечения меди в концентрат на уровне 75% из хвостов Жезказганской и Карагайлинской обогатительных фабрик может позволить значительно снизить себестоимость подобного производства и осуществить выпуск меди на уровне 4500 т/г [2].

Действующие хвостохранилища компании являются весьма перспективными техногенными месторождениями с общими запасами 830 млн. т хвостов обогащения медных и медно-цинковых руд, в которых содержится ориентировочно 1 195 800 т меди, при среднем содержании 0,1 - 0,87%.

Так, по отвальным хвостам Балхашской обогатительной фабрики, заскладированным на хвостохранилище, производился ряд работ по изысканию возможности их повторной переработки. Из проведенных работ две признаны успешными и запущено действующее производство:

- выпуск железного концентрата товарного качества;
- производство силикатного кирпича с годовым выпуском 300-400 тыс. штук.

Кроме вышеперечисленных работ имели место дополнительные попытки по использованию отвальных хвостов Балхашской обогатительной фабрики, не давшие результатов по различным причинам. К ним относятся попытки применения хвостов обогащения в качестве одного из компонентов дорожного полотна, при строительстве трассы Алматы-Астана.

Определенные успехи достигнуты специалистами ТОО «Корпорация Казахмыс» в области переработки ТМО медеплавильных заводов, к которым относятся плавильные и конвертерные шлаки.

Для проверки возможности повышения технологических показателей по извлечению меди и увеличению содержания меди в концентрате из конверторного шлака был изучен мировой опыт, разработан соответствующий технологический регламент и проведены промышленные испытания на Балхашской обогатительной фабрике.

Технология обогащения конверторного шлака Балхашского медеплавильного завода на Балхашской обогатительной фабрике включает в себя двухстадийную схему измельчения до крупности 60-65% по классу -0,074 мм; флотацию по схеме: основная флотация, магнитная сепарация концентрата. В качестве реагентов используется ксантогенат бутиловый, пенообразователь – Т-92. При этом достигнуты следующие технологические показатели: содержание меди в исходном продукте – 5,75%, извлечение меди в медный концентрат – 74,7%, содержание меди в концентрате – 25%.

Для проведения испытаний по улучшению показателей конверторный шлак Балхашского медеплавильного завода подвергался медленному охлаждению в шлаковозных чашах, в течение 3-4 суток. Наиболее крупные куски холодного шлака дробились до крупности – 400-500 мм бутбойным агрегатом. Было подготовлено около 2000 т медленно охлажденного конверторного шлака.

Предлагаемая новая схема переработки конверторного шлака состоит из двух стадий измельчения с классификацией в гидроциклоне с последующей межцикловой флотацией, хвосты которой подаются на третью стадию доизмельчения до крупности 90-95% по классу -0,074 мм.

Основной процесс обогащения состоит из основной флотации, одной переречистой операции и контрольной флотации. Концентрат переречистой флотации направляется в сгуститель как готовый продукт, хвосты переречистики и камерный продукт контрольной флотации возвращается вместе с хвостами межцикловой флотации на третью стадию измельчения.

На основании данных оперативного учета диспетчерской службы Балхашской ОФ и данных генерального опробования лаборатории технологических исследований фабрики при переработке медленно охлажденных конверторных шлаков БМЗ по разработанной схеме получены следующие показатели (таблица 1):

Таблица 1 – Результаты исследований по переработке медленно охлажденных конвертерных шлаков БМЗ

Схема переработки	Сu в исходном шлаке, %	Извлечение Сu, %	Сu в концентрате, %	Выпуск Сu в концентрате, т/год
Существующая	5,75	74,7	25	8 168
Предлагаемая	4,72	89,19	27,39	9 939

Аналогично полученным результатам промышленного испытания на конверторном шлаке решено определить оптимальные условия обогащения плавильных отвальных шлаков БМЗ. При проведении анализа раскрываемости главных рудных минералов отвального шлака БМЗ в зависимости от времени измельчения установлены следующие закономерности:

– При увеличении времени измельчения происходит постепенное, но незначительное увеличение доли свободных зерен минералов.

– Степень раскрытия медных минералов в пробе текущих отвальных шлаков БМЗ не превышает 42% при тонине помола 100% класса менее 74 мкм. Так же следует отметить, что большая часть медных минералов (халькопирит, борнит, ковеллин, халькозин) остается нераскрыта в полиминеральных сращениях 51%, и почти 81% таких сростков находится в классе 0,5-10 мкм. Размер зерен медных минералов очень тонкий, не превышает 25 мкм, что и приводит к сложностям при раскрытии минералов из сростков.

– На пробе отвальных шлаков, прошедшей операцию естественного охлаждения степень измельчаемости улучшилась, но степень раскрытия медных минералов в пробе текущих отвальных шлаков БМЗ (ПВ-1, медленно охлажденных) осталась практически на прежнем уровне. Так с тониной помола 95% класса менее 74 мкм степень раскрытия медных минералов составляет 36% и 100% свободных зерен находится в классе менее 10 мкм. Степень раскрытия оксидов железа не превышает 48%, фаялита – 72,49%. Наиболее распространенными сростками являются полиминеральные, которые на протяжении измельчения с разной тониной помола остаются «закрытыми» (сростки имеют низкую степень раскрытия). Низкая степень раскрытия полиминеральных сростков связана с тонкими включениями минералов друг в друге.

Изучение потерь меди с отвальными хвостами показало, что медь теряется в полиминеральных сростках в тонких классах крупности от 0,5 мкм до 10 мкм - 51% и в классе 10-25 мкм - 49%. Таким образом, снижение потери меди с хвостами флотации за счет увеличения степени их раскрытия требует ультратонкого измельчения. Лабораторные исследования обогащения лежалых, текущих и медленно охлажденных плавильных шлаков дали следующие показатели:

– на пробе лежащих отвальных шлаков содержание меди составило 0,52%, золота 0,12 г/т и серебра 3,06 г/т. Получен медный концентрат с содержанием меди 13,43%, при извлечении меди в медный концентрат 49,72%, золота и серебра 43,84% и 59,37% соответственно;

– на пробе текущих отвальных шлаков содержание меди в пробе составило 0,91%, золота 0,14 г/т и серебра 6,10 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 13,17% при извлечении меди в медный концентрат 62,94%, извлечении золота и серебра 43,50% и 70,11% соответственно;

– на пробе шлака естественного охлаждения с содержанием меди 0,60%, золота 0,1 г/т и серебра 1,94 г/т получен медный концентрат с содержанием меди 9,65% при извлечении меди в медный концентрат 70,44%, извлечение золота и серебра 38,6% и 58,93% соответственно;

– в результате повторных испытаний на пробе медленно охлажденного отвального шлака получен концентрат 12,84% при извлечении 74,29% из исходного шлака с содержанием меди 0,93%. При этом в концентрат перечистки медной «головки» извлечение меди составило 31,51% при качестве концентрата 20,45% [3].

Таким образом, достигнутые показатели на новой пробе шлака показывают, что разработанная технология обогащения позволяет достигнуть высоких показателей на различных пробах шлака.

Предварительные технико-экономические расчеты показывают рост себестоимости переработки медленно охлажденного отвального шлака, что компенсируется увеличением количества извлекаемой меди, за счет дополнительного источника прибыли.

Для внедрения технологии обогащения шлаков медленного охлаждения и разработанной схемы обогащения в действующее производство планируется проведение дополнительных исследований и промышленных испытаний.

Минеральные ресурсы имеют тенденцию истощаться, между тем техногенные отходы, накопленные за долгий период работы Компании, можно подвергнуть вторичной переработке с использованием современных технологий. Одним из перспективных направлений в области переработки ТМО является метод кучного выщелачивания (SX-EW). ТОО «Корпорация Казахмыс» ведет переговоры с одной из крупных компаний Казахстана, специализирующейся на извлечении меди вышеназванным способом, по вопросу сотрудничества в переработке ТМО и получения дополнительной прибыли, за счет продажи готовой продукции.

В целом, достижимой целью для ТОО «Корпорация Казахмыс» является стать образцовой компанией по вопросам комплексности использования сырья и извлечения всей попутной продукции с высокой степенью товарности. В процесс переработки планируется вовлекать и другие отходы медеплавильного производства, к которым относятся свинцовые пыли и промывные кислоты сернокислотных цехов, а также пыли и шлаки драгметалльного производства.

Источники

- 1 Бодуэн А.Я. Извлечение благородных и цветных металлов из ТМО Норильского промышленного региона // Успехи современного естествознания. – 2013, № 3. – С. 143-145.
- 2 Мусин М.М. Флотация хвостов обогащения // Химия-металлургия. Вестник КазНТУ. – 2014, № 4. – 363 с.
- 3 Отчет по теме: «Проведение промышленных испытаний по обогащению медленно охлажденного конверторного шлака БМЗ на БОФ» от 15 января 2015 года.

Природный и научно-технический потенциал производства редких, редкоземельных металлов

Ракишев Б.Р.

*(Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К. И. Сатпаева, г.Алматы, Казахстан)*

В статье отмечается важность наращивания объемов производства редких, редкоземельных металлов в связи с необходимостью развития наукоемких отраслей экономики. Обосновывается востребованность научных изысканий, направленных на разработку и внедрение новых технологий, процессов и технических средств, обеспечивающих более полное извлечение в товарный продукт всех полезных компонентов, содержащихся в минеральном сырье.

Ключевые слова: минеральное сырье, полное и комплексное использование, редкоземельные металлы, наукоемкие отрасли, новые технологии, процессы.

Переход к использованию высоких технологий и соответствующих им технических средств является важнейшим звеном научно-технической революции на современном этапе. К высоким технологиям обычно относят самые наукоемкие отрасли промышленности. Это – электроника, робототехника, самолётостроение, ракетостроение, космическая техника, программное обеспечение, нанотехнологии, атомная, солнечная и водородная энергетика, биотехнологии, геновая инженерия и экологически чистые технологии во всех отраслях экономики. Эти смарт-технологии основаны на использовании цветных, благородных, редких, редкоземельных металлов (РЗМ). В мире инновационных и высоких технологий нашли широкое применение следующие дорогостоящие РЗМ: индий, скандий, платина, рений, палладий, осмий, селен, теллур, кобальт, кадмий и др. [1].

Все эти элементы, как правило, являются сопутствующими базовых металлов и в приемлемом количестве содержатся в рудах месторождений твердых полезных ископаемых Казахстана. В рудах среднестатистического эксплуатируемого месторождения цветных металлов Казахстана присутствуют 16-20 полезных компонентов. В урановых рудах и нефти также содержится большое количество редкоземельных элементов. Поэтому такие месторождения совместно с техногенными являются основными источниками производства благородных, редких и редкоземельных металлов.

Научные основы и пионерные технологии получения различных металлов из комплексного рудного сырья в Казахстане были созданы еще в середине XX века под руководством выдающегося ученого мирового масштаба академика АН СССР К.И. Сатпаева [2]. Следующими поколениями ученых-геологов, горняков, металлургов совместно с производственниками созданы новые технологии добычи и переработки многокомпонентных руд. Благодаря этому Казахстан в настоящее время является крупнейшим производителем рения (второе-третье места), бериллия (первое-четвертое места), титановой губки (второе место), тантала, ниобия, галлия, технического таллия, (третье место), урана (первое место), ванадия (пятое место), висмута (шестое место) и т.д. [3].

Вместе с тем на большинстве горно-металлургических предприятий Казахстана сопутствующие профильным металлам драгоценные полезные компоненты (платина, индий, скандий, палладий, рений, осмий, таллий, ниобий и др.) не извлекаются из сырья, уходят в отходы обогащательного и металлургического производств. Это связано с тем, что при утверждении запасов месторождений попутные полезные компоненты часто не оцениваются и не ставятся на баланс. Перед недропользователями не ставились жесткие требования по извлечению редких металлов, выявленных в рудах в

процессе эксплуатации месторождения. В то же время стоимость единицы массы (т, кг) этих редких элементов более тысячи раз, а осмия более миллиона раз превышает стоимость основных металлов, например меди. На тех предприятиях, где извлекаются названные попутные редкие элементы очень низок их коэффициент извлечения из рудного сырья (около 0,4) [4, 5].

В связи с этим чрезвычайно актуальным становится вопрос об ускорении научных работ, направленных на разработку и внедрение новых технологий, процессов и технических средств, обеспечивающих более полное извлечение в товарный продукт всех компонентов, содержащихся в руде.

Решение указанной крупной проблемы может базироваться на учете особенностей перехода вещества природы из одного состояния в другое соответственно при геолого-разведочных и горнодобычных работах, обогащении и металлургическом переделе. Выбранные технологии и технические средства переработки должны обеспечить максимальный выход полезных продуктов на каждом из указанных этапов. Такие результаты достигаются при полном соответствии технологий переработки руды ее природным свойствам и технологическим характеристикам [5].

Управление количеством и качеством при этом осуществляется на основе математических моделей состояния минерального сырья (МС) на каждом из этапов переработки, представленных в виде [5, 6]:

$$M_6 = \sum_{i=1}^n m_i; \quad M_p = \varepsilon_p \sum_{i=1}^n m_i; \quad M_{кп} = \varepsilon_p \sum_{i=1}^r \varepsilon_{yi} m_i; \quad M_k = \varepsilon_p \sum_{i=1}^p \varepsilon_{ki} m_i; \\ M_x = \varepsilon_p \sum_{i=1}^s \varepsilon_{xi} m_i; \quad M_m = \sum_{i=1}^q M_{mi} = \varepsilon_p \sum_{i=1}^q \varepsilon_{ki} \varepsilon_{mi} m_i; \quad M_{ом} = \varepsilon_p \sum_{i=1}^l \varepsilon_{oi} m_i. \quad (1)$$

где M_6 – масса руды в контуре балансовых запасов; M_p – масса руды, извлеченной из недр; $M_{ро}$ – масса руды, поступившей на обогатительную фабрику; $M_{кп}$ – масса кусковой породы, удаленной из рудной массы (КП); M_k – масса всего концентрата (концентратов); M_x – масса хвостов обогащения (ХО); M_{mi} – масса i -й конечной продукции (металла); M_m – масса всей конечной продукции (всех металлов); $M_{ом}$ – масса отходов металлургического предела (МП); m_i – масса i -го компонента в балансовых запасах; ε_p – коэффициент извлечения из недр полезного ископаемого; ε_{yi} – коэффициент удаления из рудной массы i -ой кусковой породы; ε_{ki} – коэффициент извлечения i -го компонента из руд в концентрат; ε_{xi} – коэффициент извлечения i -го компонента из руд в хвосты; ε_{mi} – коэффициент извлечения i -го компонента из концентрата металл; ε_{oi} – коэффициент извлечения i -го компонента в отходы металлургического передела; n – число всех компонентов в объеме запасов, включая пустые породы; r – число компонентов удаленных из рудной массы; p – число полезных компонентов, извлекаемых из руд в концентрат; s – число компонентов, извлекаемых в хвосты; q – число полезных компонентов, извлекаемых из концентрата в металл; l – число компонентов в отходах металлургического передела.

При распространенных технологиях добычи и переработки руд $p > r > q$, $\varepsilon_p = 0,5 \div 0,97$ (нижний предел при подземной, верхний – при открытой разработке месторождений), $\varepsilon_{yi} = 0,15 \div 0,4$, $\varepsilon_{ki} = 0,4 \div 0,98$, $\varepsilon_{xi} = 0,02 \div 0,5$, $\varepsilon_{mi} = 0,85 \div 0,98$, $\varepsilon_{oi} = 0,02 \div 0,15$.

Для рационального освоения недр, полного и комплексного использования МС на каждом из этапов ее переработки необходимо выполнить определенный объем изыскательских и измерительных работ, а также предусматривать возможность применения прогрессивных и эффективных технологий переработки.

Например, на этапе геологоразведочных работ с использованием современной высокоточной аппаратуры повышать полноту и достоверность геологического изучения отдельных блоков месторождения, более досконально определять

вещественный состав как основных, так и совместно с ними залегающих полезных компонентов, полнее изучать технологические свойства руд, четко ограничивать объемы балансовых запасов. По каждому месторождению утвердить перечень подлежащих извлечению всех полезных компонентов с указанием минимального значения коэффициентов извлечения в концентрат и металл.

На этапе горнодобычных работ нужно систематично уточнять минералогические, технологические параметры полезных компонентов, обеспечить наиболее полное извлечение из недр всех балансовых запасов, предусматривать привлечение к добыче части забалансовых запасов.

На этапе обогащения сооружать и использовать несколько технологических схем переработки руд, коллективный концентрат, резко повышающие коэффициенты извлечения каждого полезного компонента.

В цикле металлургического передела создавать дополнительные производства, нестандартные технологии, обеспечивающие максимальное извлечение всех полезных компонентов, использовать неоднократную последовательную переработку концентратов.

Анализ математических моделей состояния рудной продукции (1) на каждом из этапов переработки показывает, что все технологии геолого-разведочного, горнодобычного, обогатительного и химико-металлургического производств, предусматривающие улучшение качества, повышение полноты и комплексности извлечения основных и сопутствующих компонентов полезных ископаемых, состоят в увеличении числа n , устремлении чисел p и q к n , повышении значений коэффициентов извлечения ϵ_p , ϵ_{yi} , ϵ_{ki} , ϵ_{mi} и понижении значений коэффициентов извлечения ϵ_{xi} , ϵ_{oi} . Такой вывод отражает суть технических, технологических и организационных решений по повышению полноты и уровня комплексности использования рудного сырья.

Возможность реализации системы управления качеством перерабатываемой руды покажем на примере модельного месторождения, отрабатываемого открытым способом. Оно по составу руд близко к реальным медно-молибденовым месторождениям типа Актогай, Бозщаколь. Содержание полезных компонентов в руде, массы отдельных компонентов в руде и стоимость 1 т одноименного металла приведены в табл.1. Как видно из табл.1, масса извлеченной из карьерного поля руды принята равной 950000 т с учетом $\epsilon_p=0,95$. Коэффициент удаления кусковой породы из рудной массы принят равным $\epsilon_y=0,2$. Масса всех полезных компонентов (ПК) в руде, поступившей на обогатительную фабрику составляет 6832,514 т, в том числе благородных и редкоземельных всего 40,014 т, пустых пород (ПП) – 754933,99 т, всех компонентов (ВК), включая пустые породы – 761366,5 т.

Рассмотрим изменение массы всех компонентов в зависимости от показателей переработки минерального сырья. Значения масс конкретных полезных компонентов в концентрате, в металле при различных величинах коэффициентов извлечения компонентов из руд в концентрат, из концентрата в металл приведены в табл. 2. В первом варианте для основных металлов ϵ_k изменяется в пределах 0,7-0,8, ϵ_m – в пределах 0,7-0,85, для сопутствующих компонентов $\epsilon_k = 0,5-0,6$, $\epsilon_m = 0,6-0,75$. Во втором варианте для основных металлов $\epsilon_k=0,8-0,9$, $\epsilon_m=0,8-0,9$, для сопутствующих компонентов $\epsilon_k = 0,6-0,7$, $\epsilon_m = 0,7-0,85$.

Из данных таблицы 2 следует, что при увеличении ϵ_k с 0,8 до 0,9 масса меди в концентрате увеличивается с 5320 до 5985 т (на миллион тонн руды), т.е. на 12,5%. При увеличении ϵ_k с 0,5 до 0,6 масса висмута в концентрате увеличивается с 2,375 до 2,85 т, т.е. на 20%. При увеличении ϵ_m с 0,6 до 0,75 масса платины увеличивается со 142,5т до 213,75 т, т.е. на 50%. При изменении ϵ_k с 0,6 до 0,7 масса золота в концентрате растет с 0,57 до 0,655 т, т.е. на 16,6%, а при изменении ϵ_m с 0,7 до 0,85 масса золота (металла) растет с 0,399 до 0,5652 т, т.е. на 41,65% и т.д.

Таблица 1 – Масса отдельных компонентов в руде и стоимость одноименного металла

Компоненты в руде	Содержание компонентов	$m_i, \text{т}$	ε_p	$m_{ин}, \text{т}$	ε_y	$m_{кп}, \text{т}$	$m_{иф}, \text{т}$	$c_i, \$/\text{т}$
Медь (Cu)	0,7%	7000	0,95	6650	0	0	6650	$5,5 \cdot 10^3$
Молибден (Mo)	0,015%	150	0,95	142,5	0	0	142,5	$27 \cdot 10^3$
Золото (Au)	1,0г/т	1,0	0,95	0,95	0	0	0,95	$34,23 \cdot 10^6$
Серебро (Ag)	10 г/т	10	0,95	9,5	0	0	9,5	$0,44 \cdot 10^6$
Висмут (Bi)	0,0005%	5,0	0,95	4,75	0	0	4,75	$19 \cdot 10^3$
Платина (Pt)	0,0005%	5,0	0,95	4,75	0	0	4,75	$27,81 \cdot 10^6$
Палладий (Pd)	0,0005%	5,0	0,95	4,75	0	0	4,75	$18,08 \cdot 10^6$
Кобальт (Co)	0,0005%	5,0	0,95	4,75	0	0	4,75	$24 \cdot 10^3$
Селен (Se)	3,8г/т	3,8	0,95	3,61	0	0	3,61	$21 \cdot 10^3$
Теллур (Te)	2,6г/т	2,6	0,95	2,47	0	0	2,47	$44 \cdot 10^3$
Кадмий (Cd)	0,4г/т	0,4	0,95	0,38	0	0	0,38	$0,1 \cdot 10^6$
Рений (Re)	0,3 г/т	0,3	0,95	0,285	0	0	0,285	$1,4 \cdot 10^6$
Индий (In)	2,0 г/т	2,0	0,95	1,9	0	0	1,9	$0,26 \cdot 10^6$
Осмий (Os)	0,02г/т	0,02	0,95	0,019	0	0	0,019	$20 \cdot 10^9$
Талий (Ti)	0,0002 %	2,0	0,95	1,9	0	0	1,9	$0,7 \cdot 10^6$
Все полезные компоненты		7192,2	0,95	6832,514	0	0	6832,514	
Пустые породы		992807,8	0,95	943167,486	0,2	188633,49	754533,99	
Все компоненты		1000000	0,95	950000		188633,49	761366,5	

Данные таблицы 2 наглядно показывают роль технологий переработки минерального сырья в повышении уровня извлечения полезных компонентов из исходного материала и их высокий потенциал. За счет разработки и внедрения инновационных технологий и технических средств нынешний уровень извлечения благородных и редких металлов можно поднять в 2 раза.

Особого внимания заслуживают экономические последствия более полного использования МС. Для их определения значения M_p , M_k и M_m из формулы (1) нужно помножить на стоимость 1т i -той конечной продукции.

Выполненные расчеты при ценах на металлы, приведенных в табл.1, показывают, что при втором варианте переработки руды массой 761366,5 т. (см. табл.2, столбец со значением $m_{м2}$) стоимость полученной меди составляет 30.613.275, молибдена – 2.616.300, золота – 19.348.507,5, серебра – 2.481.100, висмута – 43.320, платины – 63.406.800, палладия – 41.222.400, кобальт – 54.720, селена – 36.388,8, теллура – 52.166,4, кадмия – 18.240, рения – 191.520, индия – 237.120, осмия – 182.400.000, таллия – 638.400, общей конечной продукции 343.366.257,7 долларов США. Если стоимость профильных металлов (Cu, Mo) составляет 33.229.575 долларов, то стоимость благородных и редкоземельных металлов составляет 310.136.682,7 долларов.

В приведенных условиях совокупные доходы от реализации сопутствующих благородных и редких металлов превышают доходы от профильных металлов (меди, молибдена) в 9,33 раза. Выручка от возможной реализации осмия в 5,5 раза превышает суммарную выручку от профильных металлов. Рассмотренный пример также показывает, что нынешний размер доходов от реализации продукции ГМК при комплексном использовании руд можно обеспечить при их объеме по крайней мере в 8,0-10,0 раз меньше, чем в настоящее время.

Таблица 2 – Масса отдельного компонента в концентрате, хвостах обогащения, в металле и отходах в зависимости от показателей переработки

	ε_k	m_{ki}, T	ε_{xi}	m_{xi}, T	ε_{mi1}	m_{mi1}, T	ε_{mi2}	m_{mi2}, T	ε_{oi1}	m_{oi1}, T	ε_{oi2}	m_{oi2}, T
Первый вариант												
Cu	0,8	5320	0,2	1330	0,8	4256	0,85	4522	0,2	1064	0,15	798
Mo	0,7	99,75	0,3	42,75	0,7	69,825	0,75	74,8125	0,3	29,925	0,25	24,9375
Au	0,6	0,57	0,4	0,38	0,7	0,399	0,75	0,4275	0,3	0,171	0,25	0,1425
Ag	0,6	5,7	0,4	3,8	0,7	3,99	0,75	4,275	0,3	1,71	0,25	1,425
Bi	0,5	2,375	0,5	2,375	0,6	1,425	0,7	1,6625	0,4	0,95	0,3	0,71,25
Pt	0,5	2,375	0,5	2,375	0,6	1,425	0,7	1,6625	0,4	0,95	0,3	0,71,25
Pd	0,5	2,375	0,5	2,375	0,6	1,425	0,7	1,6625	0,4	0,95	0,3	0,71,25
Co	0,5	2,375	0,5	2,375	0,6	1,425	0,7	1,6625	0,4	0,95	0,3	0,71,25
Se	0,5	1,805	0,5	1,805	0,6	1,083	0,7	1,2635	0,4	0,722	0,3	0,5415
Te	0,5	1,235	0,5	1,235	0,6	0,741	0,7	0,8645	0,4	0,494	0,3	0,3705
Cd	0,5	0,19	0,5	0,19	0,6	0,114	0,7	0,133	0,4	0,076	0,3	0,057
Re	0,5	0,1425	0,5	0,1425	0,6	0,0855	0,7	0,09975	0,4	0,057	0,3	0,04275
In	0,5	0,95	0,5	0,95	0,6	0,57	0,7	0,665	0,4	0,38	0,3	0,285
Os	0,5	0,0095	0,5	0,0095	0,6	0,0057	0,7	0,00665	0,4	0,0038	0,3	0,00285
Ti	0,5	0,95	0,5	0,95	0,6	0,57	0,7	0,665	0,4	0,38	0,3	0,285
ПК		5440,80		1390,6		4339,08		4611,86		1101,72		828,94
ПП	0,07	52817,38	0,93	701716,61	0	0	0	0	1,0	52817,38	1,0	52817,38
БК		58258,18		703107,21		4339,08		4611,86		53919,1		53646,32
Второй вариант												
Cu	0,9	5985	0,1	665	0,9	5386,5	0,93	5566,05	0,1	598,5	0,07	418,95
Mo	0,8	114	0,2	28,5	0,8	91,2	0,85	96,9	0,2	22,8	0,15	17,1
Au	0,7	0,665	0,3	0,285	0,8	0,532	0,85	0,56525	0,2	0,133	0,15	0,09975
Ag	0,7	6,65	0,3	2,85	0,8	5,32	0,85	5,6525	0,2	1,33	0,15	0,9975
Bi	0,6	2,85	0,4	1,90	0,75	2,1375	0,8	2,28	0,25	0,7125	0,2	0,57
Pt	0,6	2,85	0,4	1,90	0,75	2,1375	0,8	2,28	0,25	0,7125	0,2	0,57
Pd	0,6	2,85	0,4	1,90	0,75	2,1375	0,8	2,28	0,25	0,7125	0,2	0,57
Co	0,6	2,85	0,4	1,90	0,75	2,1375	0,8	2,28	0,25	0,7125	0,2	0,57
Se	0,6	2,166	0,4	1,444	0,75	1,6245	0,8	1,7328	0,25	0,5415	0,2	0,4332
Te	0,6	1,482	0,4	0,988	0,75	1,1115	0,8	1,1856	0,25	0,3705	0,2	0,2964
Cd	0,6	0,228	0,4	0,152	0,75	0,171	0,8	0,1824	0,25	0,057	0,2	0,0456
Re	0,6	0,171	0,4	0,114	0,75	0,12825	0,8	0,1368	0,25	0,04275	0,2	0,0342
In	0,6	1,14	0,4	0,76	0,75	0,855	0,8	0,912	0,25	0,285	0,2	0,228
Os	0,6	0,0114	0,4	0,0076	0,75	0,00855	0,8	0,00912	0,25	0,00285	0,2	0,00228
Ti	0,6	1,14	0,4	0,76	0,75	0,855	0,8	0,912	0,3	0,342	0,2	0,228
ПК		6124,05		708,46		5496,86		5683,36		627,19		440,69
ПП	0,07	52817,38	0,93	701716,61	0	0	0	0	1,0	52817,38	1,0	52817,38
БК		58941,14		702425,07		5496,86		5683,36		53444,57		53258,07

Пример повышения комплексности использования минерального сырья, как и в советское время, показывает ТОО «КазЦИНК», где число извлекаемых полезных компонентов из руды достигло 20. Этот результат достигнут за счет получения коллективного концентрата, его неоднократной последовательной переработка, строительства дополнительных производств для извлечения из концентрата сопутствующих дорогостоящих элементов.

Для масштабного внедрения мероприятий по повышению комплексности использования минерального сырья на законодательном, государственном уровне нужно решить вопрос о необходимости извлечения всех сопутствующих, особенно высокоценных полезных компонентов из рудного сырья. Это естественно требует строительства дополнительных цехов, производств, ощутимых капиталовложений, на что неохотно идут инвесторы. Однако интересы государства требуют решительных действий. Тем более реализация указанных мероприятий с лихвой может покрыть вложенные инвестиции и обеспечить получение больших доходов за счет увеличения номенклатуры получаемых металлов. Причем это достигается при гораздо меньшем объеме первичного сырья, что позволит перейти к масштабному рачительному использованию богатств недр и уменьшить негативную нагрузку на окружающую среду.

Внедрение научных разработок ученых - геологов, горняков и металлургов Казахстана по полному и комплексному использованию минерального сырья (в том числе нефти, урана, угля) в практику существенно улучшит эффективность работы минерально-сырьевого сектора и экономики страны в целом. Одновременно оно вносит неоценимый вклад в развитие наукоемких отраслей промышленности и быстрее вхождение Казахстана в число 30 наиболее развитых стран мира.

Заключение

1. Полиметаллические месторождения Казахстана совместно с техногенными являются основными источниками промышленного производства благородных и редких металлов. Последние в приемлемом количестве содержатся в урановой руде и нефти.

2. Разработанные математические модели состояния минерального сырья удачно взаимоувязывают показатели переработки МС с конечными результатами. Они позволяют объективно оценить уровень применяемой технологии переработки и изыскать пути повышения извлечения профильных и сопутствующих полезных компонентов.

3. Технические средства и технологии, адаптированные к технологическим свойствам минерального сырья, обеспечивают высокий уровень извлечения благородных и редких металлов.

4. Внедрение научных разработок ученых Казахстана по полному и комплексному использованию минерального сырья (в том числе нефти, урана, угля) в практику существенно улучшит эффективность работы минерально-сырьевого сектора и экономики страны в целом. Оно вносит неоценимый вклад в развитие наукоемких отраслей промышленности и быстрее вхождение Казахстана в число 30 наиболее развитых стран мира.

Источники

- 1 Каблов Е.Н., Оспенникова О.Г., Вершков А.В. Редкие металлы и редкоземельные элементы – материалы современных и высоких технологий будущего // Труды ВИАМ. – 2013, №2. – С. 3-8

- 2 Сатпаев К.И. Исследования Академии наук Казахстана по комплексному использованию руд цветных металлов // Вестник АН КазССР, Алматы. – 1962, №12. – С. 3-11.
- 3 B.R. Rakishev. Mineral production of Kazakhstan at the world Market//Eurasian Mining. – Moscow. – 2008, №2. – P. 3-7.
- 4 Комплексная переработка минерального сырья Казахстана: состояние, проблемы, решения. В десяти томах под редакцией академика НАН РК А.А. Жарменова, Алматы, 2008.
- 5 Ракишев Б.Р. Геотехнологическое управление качеством минерального сырья. Монография. – Алматы: КазНТУ, 2009. – 319 с.
- 6 Ракишев Б.Р. Оценка соответствия технология переработки природным свойствам минерального сырья // Вестник НАН РК. – 2010, №1. – С. 27-32.
- 7 Ракишев Б.Р. Комплексное использование минерального сырья на предприятиях цветной металлургии Казахстана // Горный журнал. – 2013, №7. – С. 67-69.

Достижения ферросплавной отрасли Казахстана

Толымбеков М.Ж.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганды, Казахстан)

Проведен анализ современного состояния и перспективы развития ферросплавной отрасли Казахстана. Приведены результаты испытаний ферросиликоалюминия (ФСА) в сталеплавильных производствах Казахстана, России и Турции. Выделено направление развития марганцевой отрасли Казахстана за счет вовлечения в металлургический передел железомарганцевых руд. Рассмотрены новые технологические процессы передела железомарганцевых руд с получением товарного марганцевого сырья.

Ключевые слова: ферросплавная отрасль, ферросиликоалюминий, испытания, марганцевая отрасль, железомарганцевые руды, технология, ферросиликомарганец, товарное марганцевое сырье.

Ферросплавная отрасль Казахстана занимает лидирующее положение не только в СНГ, но и в мире, и с каждым годом идет наращивание объемов производства массовых сортов сплавов. Ежегодно проводятся модернизации действующих печных агрегатов и вспомогательного оборудования, включая, строительство газоочистных сооружений.

Кроме модернизации существующих производственных мощностей начато строительство уникального цеха по выплавке углеродистого феррохрома на печах постоянного тока. Печи постоянного тока в количестве 4 штук установлены в новом 4-ом цехе Актюбинского завода ферросплавов. Мощность трансформатора печи 2 х 59 МВА. Номинальная мощность 72 МВт. Печь герметичная и имеет диаметр графитового электрода 750 мм, а также оснащена 4 летками по две - для шлака и металла. Используется мелкая хромитовая руда фракцией 0-10 мм. Все компоненты шихты также имеют фракцию 0-10 мм. Флюсами служат боксит и кварцит. В качестве восстановителя используется спецкокс и антрацит. Суммарная годовая производительность всех печей составит 440 тыс. тонн.

Введение новых мощностей позволит Казахстану довести годовой объем производства ферросплавов более чем 2 млн. тонн.

Фактический объем производства ферросплавов по Республике Казахстан составил в 2014 году 1515 тыс. т, из них 1 482,7 тыс. т производится предприятиями АО «ТНК «Казхром (таблица 1), 32,0 тыс. т ферросиликомарганца выплавляется на ТОО «Темиртауский электрометаллургический комбинат».

Таблица 1 – Объем и сортамент производства АО «ТНК «Казхром»

Наименование	Объем производства, физ. т
Углеродистый феррохром	1132764
Ферросилиций	36
Среднеуглеродистый феррохром	20778
Низкоуглеродистый феррохром	14141
Ферросиликохром	136240
Ферросиликомарганец	178739

В небольших объемах начато производство ферросиликоалюминия в руднотермической печи РКО-9 МВА в условиях КСП «Steel» (г. Павлодар). В дальнейшем ФСА будет производиться на более мощной печи РКО-24 МВА.

Новым направлением ферросплавного производства Казахстана являются начатые работы по строительству и пуску новых заводов по выплавке металлургического кремния.

В 2007 году запущена руднотермическая печь с мощностью трансформатора 9,6 МВА для производства металлургического кремния с годовым объемом производства 5000 тонн (г. Уштобе, Алматинская обл.) и с перспективой строительства 2-ой печи.

Заново запущен завод по выплавке металлического кремния в составе 2-х руднотермических печей с мощностью трансформатора 25 МВА каждая и производительностью 30 тыс. тонн в год. Проект ведется совместно с немецкой фирмой «ThyssenKrupp». В настоящее время его собственником является государственное предприятие ТОО «Tau-Ken Temir».

Одним из перспективных направлений в ферросплавной области являются исследования по расширению производства ферросиликоалюминия (ФСА).

В практике черной металлургии при производстве стали и специальных сплавов в качестве восстановителя и раскислителя применяют ферросилиций и алюминий в виде механической смеси. Для производства каждого из них требуется дефицитные материалы: кварцит, стружка металлическая, боксит и другие. Поскольку раскисление стали осуществляется механической смесью ферросилиция и алюминия, то значительная часть кремния и алюминия окисляется на поверхности жидкой стали кислородом воздуха и используется неэффективно.

Именно эта проблема обусловила поиск эффективных и дешевых способов получения из техногенных отходов (золы углей, отходов углеобогащения и угледобычи и т.д.) сплавов ферросилиция с алюминием, которые по составу соответствовали бы их механической смеси, используемой при раскислении стали. Наличие такого сплава наряду с его дешевизной обеспечивал бы низкий угар алюминия и кремния, более глубокую очистку стали от неметаллических включений, т.к. при взаимодействии сплавленного ферросилиция и алюминия с кислородом в объеме стали рождаются легковсплывающиеся жидкие алюмосиликаты. Тогда как при использовании чистых ферросилиция и алюминия в объеме жидкой стали образуются тугоплавкие и трудно удаляемые из стали оксидные включения (кремнезем и корунд).

Химико-металлургическим институтом в течение последнего десятилетия с целью освоения производства ферросиликоалюминия (ФСА) были проведены работы по решению целого ряда сложнейших взаимосвязанных научно-технических задач:

- поиск техногенного сырья с заданными физико-химическими параметрами;
- термодинамическое изучение процесса получения ФСА как сложнейшую систему Fe-Si-Al-O-C , где протекает свыше сотни конкурирующих реакций в гетерогенной среде;
- определение сортамента ферросиликоалюминия;
- подбор видов и типов сырья для каждой марки сплава.

При этом на основе комплекса современных методов исследований (петрографии, рентгенофазового анализа, термогравиметрии и т.д.) было доказано, что наиболее экономичным исходным сырьем для получения ферросиликоалюминия служат углистые породы (отходы) припочвенной зоны угольных разрезов. Испытания показали, что эти углистые породы могут быть использованы без сложных рудоподготовительных операций. Они тугоплавки и особенность распределения в них углистых прожилок в теле минеральной части обеспечивает необходимую газопроницаемость слоя шихты в печи и фильтрацию отходящих газообразных субоксидов алюминия и кремния с довосстановлением их.

Для сравнения ниже (таблица 2) представлены данные анализа трех представительных проб углистых пород различной зольности, взятых с раз личных горизонтов месторождений «Богатырь» и «Восточная», а также приведены данные по сырью месторождения «Сарыадыр».

Таблица 2 – Технический состав углистых пород и состав их золы

№ пробы	Технический состав, в % по массе			Химический состав золы, в % по массе			
	W ^a	V ^r	A ^c	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe _{общ.}	P
Проба 1 «Богатырь»	1,35	14,0	81,58	55	32,8	3,4	0,05
Проба 2 «Восточная»	1,76	13,94	68,4	57	29,98	3,2	0,07
Проба 3 «Богатырь»	1,5	15,0	54,2	57,5	31,0/1	3,0	0,06
Проба «Сарыадыр»	1,8	22,0	41	62,5	>30,0	3,2	0,1

При высокотемпературном восстановлении шихты, состоящей из углистой породы и кварцита, необходимого для нейтрализации излишков углерода, в печи происходят одновременно многочисленные реакции восстановления, окисления, удаления газообразных продуктов.

В зависимости от физического состояния шихтовых материалов, их температуры и степени восстановимости, условно ванну печи можно разделить

на ряд зон:

- зона твердых шихтовых материалов (500-1400⁰С);
- зона размягченных материалов (1400-1800⁰С);
- зона шлакового расплава (1800-220⁰С);
- зона металлического расплава.

Благодаря полученным данным были в корне пересмотрены все технологические подходы к процессу получения ФСА в руднотермических печах. Практически все промышленные испытания на Аксуском (электропечь мощностью 1,2 МВА), Актюбинском (печь - 4,5 МВА) ферросплавных и на Уральском алюминиевом (печь - 7 МВА) заводах проводились с учетом этих данных и были направлены на поиск способов управления выше указанными явлениями.

В результате установлены основные технологические параметры и приемы осуществления процесса получения практически всего сортамента ферросиликоалюминия от марок ФС45А10 до ФС65А20 из углистых пород Казахских угольных бассейнов (таблица 3), обеспечивающих легкоуправляемый ровный ход печных агрегатов с высокими технико-экономическими показателями (извлечения кремния и алюминия до 93,8 и 82,8%, соответственно, приемлемым расходом электроэнергии в пределах 11,5-13,5 МВт·час на тонну металла.

Впервые серийное производство ФСА было начато в 1998 году в условиях Экибастузского мини-завода в трех руднотермических электропечах с мощностью трансформаторов 1,2 МВА (1 печь) и 5,0 МВА (2 печи). Продукция мини-завода поставляется казахстанским и российским металлургическим заводам для обработки спокойных и низколегированных марок стали.

С целью подтверждения ранее полученных результатов в 2010 г. были проведены дополнительные испытания ФСА марок ФС45А15 и ФС65А20 на различных сталеплавильных заводах Казахстана, России и Турции.

Таблица 3 – Сортамент ферросиликоалюминия. Химический состав, %

Марка	Кремний	Алюминий	Сера	Фосфор	Марганец	Хром	Фракция, мм
	не менее		не более				
ФС65А10	60	7,5-12,5	0,02	0,02	0,4	0,4	по заказу потребителя
ФС65А15	60	12,5-17,5	0,02	0,02	0,4	0,4	
ФС65А20	60	17,5-22,5	0,02	0,02	0,4	0,4	
ФС55А10	50	7,5-12,5	0,02	0,02	0,4	0,4	
ФС55А15	50	12,5-17,5	0,02	0,02	0,4	0,4	
ФС55А20	50	17,5-22,5	0,02	0,02	0,4	0,4	
ФС55А25	50	22,5-27,5	0,02	0,02	0,4	0,4	
ФС45А10	40	7,5-12,5	0,02	0,02	0,4	0,4	
ФС45А15	40	12,5-17,5	0,02	0,02	0,4	0,4	
ФС45А20	40	17,5-22,5	0,02	0,02	0,4	0,4	

Результаты по освоению сплава ФСА при выплавке стали в кислородных конвертерах, дуговых сталеплавильных печах малой, средней и большой емкости.

При раскислении конвертерной стали в АО «АрселорМиттал Темиртау» в кислородно-конвертерных печах (LD) емкостью 300 тонн расход ФСА составил 3,2 кг на тонну стали марки 3сп (RR) и 6,3 кг на тонну стали марки 09Г2С. При этом полностью заменили сплав марки ФС65 (Ферросилиций с 65% Si), расход которого составлял 3,2 и 6,37 кг на тонну стали, соответственно. Расход слиткового алюминия при использовании ФСА составил 0,73 кг на тонну стали против 1,3 кг, то есть вдвое сокращен расход алюминия.

Данные по испытаниям сплава ФСА Российскими специалистами в электропечах садкой 6 и 25 тонн.

В РФ испытания по обработке стали в ковше проводились специалистами ЗАО «Ферросплав» (г. Челябинск) в условиях ЗАО «Механоремонтный комплекс» ОАО Магнитогорский металлургический комбинат (ДСП-64, ДСП-25), ЗАО «Омутнинский металлургический завод», ЗАО «Металлургический завод «Петросталь».

Проведены испытания ФСА марки ФС45А15 по техническим условиям СТ ТОО 38397431-001-2006 для раскисления металла в печи взамен ферросилиция марки ФС65, используемого в существующей технологии. Сравнительные и опытные плавки проводились на марках стали 15-35Л, 25Х7МФ, 35ХМФ, 09Г2С, Ст45. Анализ технологических параметров раскисления металла в печи с использованием ферросилиция ФС65 и ферросиликоалюминия ФС45А15 показал:

1. На ДСП-6 при раскислении стали в печи ферросилицием ФС65 усвоение кремния находилось на уровне 28-59% (среднее 44%), а ферросиликоалюминием - 73-84 (среднее 77%).

2. На ДСП-25 при раскислении стали в печи ферросилицием ФС65 усвоение кремния находилось на уровне 40-64% (среднее 55%), а ферросиликоалюминием ФС45А15 - 75-92 (среднее 83%).

3. Увеличение усвоения кремния и уменьшение количества кремнезема, переходящего в шлак, при использовании ферросиликоалюминия позволяет получать требуемую основность CaO/SiO_2 печного шлака (не менее 2,0) при сокращении расхода извести на 10-30%, по сравнению с текущей технологией.

4. В результате более глубокого раскисления металла ферросиликоалюминием в печи снижается расход чушкового алюминия АВ87 (87% Al и 13% примеси) в ковше на выпуске на 0,2-0,3 кг/т стали.

Испытания на заводе «Colakoglumetalrgi» (Турция)

Партия сплава ФСА в количестве 20 тонн поставлена в Турцию г. Измет на завод «Colakoglumetalrgi» и испытана при выплавке стали в электропечи (ДСП) емкостью 300 тонн производства «Simens-FAI-Fuks». Проведено 30 плавов стали типа А400, А500, 6К40, СК50. При этом полностью заменили ферросилиций марки ФС65 (6,6 кг на тонну стали) и алюминий (0,3 кг на тонну стали), ранее подаваемые для снижения активности кислорода.

Также с учетом кремния из ФСА при подаче в ковш сократили на 1,6 кг/т количество ферросиликомарганца. При этом уровень активности кислорода в стали, подаваемой на печь-ковш (LF) был ниже, чем при использовании ферросилиция и алюминия, что показывает на высокую раскислительную способность сплава ФСА. Подача ФСА в ковш при выпуске стали снизила активность кислорода на 100-120 ppm по сравнению с плавками, раскисляемыми с применением ФС65 и гранулированного алюминия, что позволило сократить количество раскислителей подаваемых при последующей обработке на печь-ковше (LF).

В связи с увеличением потребности в ФСА Правительством РК принято решение о строительстве ферросплавного завода в Карагандинском регионе с государственным участием.

В условиях нового завода планируется задействовать 6 руднотермических печей типа РКО-33 МВА, ввод которых будет осуществляться поэтапно.

Одним из новых направлений в ферросплавной отрасли является – марганцевая.

В Республике Казахстан за время независимости сформировалась новая металлургическая отрасль – производство марганцевых ферросплавов, включающая полный производственный цикл от добычи марганцевых руд, их обогащения и получения товарных марганцевых концентратов и выплавки из них ферросиликомарганца.

В настоящее время Казахстан прочно занял позиции по производству марганцевых ферросплавов, которые пользуются повышенным спросом на мировом рынке, как высококачественные с пониженным содержанием фосфора.

Как известно, Казахстан по запасам марганцевых руд занимает второе место в СНГ (после Украины), при этом более 70% объема запасов представлены железомарганцевыми разновидностями, которые непригодны для производства стандартных марок марганцевых ферросплавов.

Переработка железомарганцевых руд по действующим, стандартным технологиям невозможна из-за высокого содержания железа. При прямом переделе данных руд невозможно получить стандартные марки марганцевых сплавов. Исходя из данной ситуации, сотрудниками института разработаны два новых эффективных технологических процесса, позволяющих выплавлять стандартные марки марганцевых сплавов из железомарганцевых руд.

Разработан новый метод обжигмагнитной переработки железомарганцевых руд, включающий стадию восстановления железа газовыми углями месторождения Шубарколь и последующую магнитную сепарацию, позволяющую отделить восстановление до ферромагнитной формы железа от марганцевой части рудного сырья. Данная технология позволяет получать пригодный для ферросплавного производства марганцевый концентрат из железомарганцевых руд и параллельно выделять железорудный концентрат.

Сложность разрабатываемой технологии заключается в проведении восстановительного обжига таким образом, чтобы марганцевые минералы сохранили немагнитные свойства, а немагнитные минералы железа железомарганцевой руды были переведены в ферромагнитное состояние в виде металлического железа или магнетита (Fe_3O_4).

Количество подаваемого восстановителя обеспечивает создание восстановительной атмосферы в печи, достаточной для восстановления минералов железа до магнетита и металлического состояния. Температура восстановительного обжига подбирается индивидуально к каждой разновидности железомарганцевой руды в зависимости от ее физико-химических свойств.

Главной задачей обжига железных руд является максимальный перевод рудной части в ферромагнитное состояние в виде металлического железа, магнетита или маггемита. Последующее применение магнитной сепарации позволяет отделить ферромагнитную рудную часть от пустой породы.

До настоящего времени систематические научные исследования с выдачей рекомендаций и созданием основ процессов магнетизации для обжигмагнитного селективного разделения минералов железа от минералов марганца применительно к железомарганцевым рудам не проводились, так как железомарганцевые руды относились к неперспективным рудам. К тому же при переработке железомарганцевых руд возникает ряд сложностей, связанных с многообразием железомарганцевых разновидностей (в Республике Казахстан известно до 100, а по некоторым данным 260 рудопроявлений марганецсодержащих руд).

В ходе проведения теоретических и экспериментальных исследований нами получены следующие результаты:

– На основе данных, полученных при проведении термодинамически-диаграммного анализа, построена диаграмма фазового строения четырехкомпонентной системы Fe-Mn-C-O и на базе которой определены оптимальные конечные фазовые области применительно к процессам обжигмагнитного разделения железо- и марганецсодержащих минералов.

– Установлено, что для температуры ниже 550°C оптимальной фазовой областью является $\text{Fe}_3\text{O}_4\text{-Mn}_3\text{O}_4\text{-E}^3\text{-Fe-C-MnO}$. Для температур выше 550°C оптимальной областью представляется $\text{MnO-Fe-C-E}^1_{(750, 950, 1150)}$, соответствующая металлизирующему обжигу, и $\text{Fe}_3\text{O}_4\text{-MnO-Mn}_3\text{O}_4\text{-E}^2\text{-E}^3$, – соответствующая магнетизирующему обжигу (где реперные точки E^1 , E^2 , E^3 – соотношение CO/CO₂ при различных температурах).

Проведены исследования в крупно-лабораторном масштабе по отработке полной технологической схемы от обжигмагнитного обогащения железомарганцевых руд, окускования полученных обжигмагнитных марганцевых концентратов методами агломерации и брикетирования, до выплавки ферросиликомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца на рудно-термической печи с трансформатором мощностью 200кВА (таблица 5).

Наиболее эффективным процессом для вовлечения железомарганцевых руд в производство является их пирометаллургический передел в руднотермической печи с выплавкой богатого марганцовистого шлака (БМШ) и зеркального чугуна.

В связи с чем, были проведены технологические испытания по утилизации в ферросплавной отрасли железомарганцевых концентратов месторождений Центрального Казахстана в два этапа, с принятием в качестве характерного образца железомарганцевых руд месторождения Ушкатын-1:

I. Выплавка БМШ (богатого марганцовистого шлака) и зеркального чугуна из железомарганцевого концентрата месторождения Ушкатын-1.

II. Варианты выплавки ферросиликомарганца из смеси БМШ и концентрата, а также из 100% БМШ.

Таблица 5 – Химический состав металла и шлака полученные на крупно-лабораторной печи РКО-200 кВА

№	Выход металла, кг	Содержание, %								
		Металл		Шлак						
		Mn	Si	MnO	SiO ₂	P	FeO	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
Ферросиликомарганец										
1	8,87	66,05	16,8	8,23	44,61	0,01	0,42	23,04	2,09	19,57
2	10,79	69,76	16,95	8,44	41,38	0,011	0,51	18,61	2,09	19,94
3	10,18	68,89	17,3	8,44	41,38	0,011	0,51	18,61	2,09	19,94
4	6,16	66,93	18,47	8,02	35	0,068	0,47	21,01	3,82	23,08
5	6,85	76,74	14,25	6,12	31,82	0,051	0,38	18,77	3,34	25,28
	8,12	78,04	14,96							

Этап 1: Поскольку руды месторождения Ушкатын-1 относятся к железомарганцевым и непригодны для непосредственного применения в производстве стандартных марганцевых ферросплавов, кроме как в качестве добавки к агломерационной шихте для получения чугуна, то одним из способов обогащения данных руд в целях получения марганцевых ферросплавов может быть принят металлургический передел, позволяющий перевести железо в металлическую фазу с получением попутного чугуна и целевого продукта – марганцовистого шлака. Химический состав железомарганцевого концентрата Ушкатын-1 фракции 10-50 мм, в представленной для испытаний пробе был следующим: (в % по массе:) Fe_{общ.} – 29,52; Mn_{общ.} – 14,56; SiO₂ – 11,72; Al₂O₃ – 3,0; CaO – 7,76; MgO – 0,12; BaO – 0,3; P – 0,13; п.п.п. – 10,6.

Технологические испытания по получению БМШ были проведены на руднотермической печи мощностью 200 кВА. После разогрева печи и выхода на режим был принят следующий состав шихты: 20 кг железомарганцевого концентрата; 3,0 кг кокса. Зольность кокса составляла 14,2%. В период выбора режима процесса расход кокса изменяли от 2,5 до 4,0 кг. Внешне процесс шел без образования свищей и выноса мелкой фракции, что позволит в дальнейшем использовать концентраты фракцией до плюс 3 мм.

Плавки проводили в основном при напряжении 18 В. Для опробования возможности проведения плавки на повышенной ступени напряжения печь была переключена на 24 В. При этом поведение шихты на колошнике и ход плавки показали, что проплавку данной руды можно осуществлять на печах средней мощности (10-16 МВА), а для последующего передела марганцовистого шлака в печи более повышенной мощности.

Всего было израсходовано 1800 кг концентрата и 270 кг кокса. Получено – 745 кг шлака и 540 кг чугуна. Расход материалов и электроэнергии на 1 т чугуна следующее: концентрат Ушкатын-1 – 3,35 т; кокс – 0,5 т; электроэнергия – 1,8-2,0 МВт. Выход БМШ 1,35-1,4 т/т чугуна. Техничко-экономические показатели процесса приведены в таблице 6.

Этап 2: Полученный БМШ содержит марганец менее 30%, что в дальнейшем скажется на кратности шлака при выплавке ферросиликомарганца. При этом высокое

содержание глинозема и оксида кальция также приведет к увеличению кратности шлака, что потребует поиски путей повышения содержания марганца в БМШ.

Поэтому одним из вариантов улучшения характеристик БМШ (содержания марганца и соотношения шлакообразующих в нем) может быть выплавка его из концентратов Ушкатын-I в смеси с марганцевыми концентратами со сравнительно высоким содержанием марганца, например, с содержанием марганца не менее 20% и железа в пределах 10-15%. Таким образом, в принципе получен товарный шлак, пригодный для производства стандартного ферросиликомарганца.

В целом, проведением технологические испытания по утилизации в ферросплавной отрасли железомарганцевых концентратов месторождений Центрального Казахстана установлено, что освоение технологии производства из железомарганцевых руд должна включать два этапа электротермического передела:

I. Выплавку БМШ (богатого марганцовистого шлака) и зеркального чугуна из железомарганцевого концентрата месторождения Ушкатын-1.

II. Варианты выплавки ферросиликомарганца из смеси БМШ и концентрата, а также из 100% БМШ.

Установлена также возможность совершенствования технологии ферросиликомарганца посредством использования в качестве восстановителя смеси кокса с высокосольным каменным углем.

Таблица 6 – Техничко-экономические показатели производства БМШ и зеркального чугуна

Наименование показателя	Ед. изм.	Значение
Продолжительность работы	сут.	
Получено шлака/чугуна	кг	745/540
Мощность трансформатора	кВА	200
Напряжение	В	18
Расход материалов:		
Железомарганцевый концентрат		1800
кокс		270
Состав чугуна:	%	
углерод		4,2
марганец		4,5
кремний		0,7
фосфор		0,29
сера		0,038
Состав БМШ	%	
марганец (общий)		30,1
железо (общее)		3,12
кремнезем		33,64
глинозем		6,59
оксид кальция		10,64
оксид магния		0,79
фосфор		0,03
Основность шлака		0,31
Кратность шлака		1,35-1,4
Переход марганца в металл/шлак		9,2/79,8
Переход железа в металл/шлак		91/7,1

Таблица 7 – Химический состав шихтовых материалов

Наименование материала	Компоненты								
	Mn	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	S	п.п.п.
Марганцевый концентрат Западный Камыс	33,1	3,32	14,21	1,83	10,4	0,1	0,05 1	0,0,6	13,7
Зола кокса	-	6,72	43,6	25,4	5,2	3,9	-	-	-

Таблица 8 – Результаты опытных плавов

	Шихта с содержанием 50%				Шихта с содержанием 100%			
Удельный расход материалов на 1 т ФСМ, т	Концентрат	БМШ		Кокс	БМШ		Кокс	
	2,0	2,0		0,71	4,1		0,6	
Хим.состав полученного сплава, в %	Mn	Si	C	P	Mn	Si	C	P
	71,66	16,0	0,55	0,03	68,4	15,9	0,55	0,001
Степень извлечения марганца	75,6				75,8			
Хим.состав отвального шлака, в %	MnO		SiO ₂	CaO	MnO	SiO ₂	CaO	
	13,29		48,5	25,2	13,5	46,5	23,8	
Кратность шлака	1,03				1,24			
Основность шлака	0,52				0,51			

Таким образом, проведенные испытания показали, что необходимо совершенствовать данные технологические процессы с достижением оптимальных параметров, что позволит вовлечь в ферросплавный передел железомарганцевые руды с выплавкой стандартной марки ферросиликомарганца.

Секция 1
Инновации в геологии
и горном деле

Анализ причин травматизма на предприятиях черной металлургии РК

Абдугалиева Г.Ю.¹, Имангазин М.К.², Орынгожин Е.С.¹

(¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан,

²Казахско-Русский Международный Университет, г. Актюбинск, Казахстан)

В работе проведен анализ современного состояния производственной опасности в металлургической промышленности. В результате анализа производственных данных определены основные причины возникновения аварийных ситуаций и травматизма в цехах металлургического производства и даны рекомендации, позволяющие уменьшить риск возникновения производственной опасности и несчастных случаев.

Ключевые слова: травматизм, производственная опасность, черная металлургия, причина риск, анализ.

Основой обеспечения промышленной безопасности в металлургической промышленности является снижение риска аварийности данного производства с целью сохранения основных производственных фондов, снижения уровня травматизма обслуживающего персонала и недопущения загрязнения окружающей среды. Поэтому оценка причин и риска возникновения аварий и инцидентов с последующим выбором мероприятий по снижению их уровня имеет важное значение при решении поставленной задачи.

Анализ актов расследования несчастных случаев позволил установить факты, свидетельствующие о влиянии качества нарядной системы на риск травмирования работников при выполнении производственного задания. На производстве черной металлургии в среднем в 35% случаев наряд на производство работ выдается, когда состояние рабочих мест не соответствует требованиям охраны труда и промышленной безопасности.

Совершенствование нарядной системы достигается посредством введения в нее нового объекта контроля – величины отклонений фактических значений показателей производственного процесса от установленных для обеспечения приемлемого уровня риска травмирования. Необходимо установить зависимость величины риска травмирования от качества нарядной системы и разработать на этой основе методику совершенствования нарядной системы.

Другим фактором, приближающим работника к травме, является устное изменение наряд-задания в процессе работы. При изменении наряда рабочий получает задание на выполнение несвойственной для него работы, то есть выходящей за рамки его должностной инструкции. Так, из результатов расследований несчастных случаев следует, что к числу непосредственных причин, приведших к травме, относится выполнение работ, не указанных в первоначальном наряде. Доля этих причин составляет от 12 до 18%. Как правило, при выполнении таких работ человек использует опасные приемы труда либо действует не согласованно с напарником или со смежником. Следствием такого сценария действий или взаимодействия работников закономерно становится негативное событие.

Еще один сценарий возникновения травмы, выявленный при анализе актов расследования несчастных случаев, тоже связан с изменением наряда в течение смены. В силу того, что устное изменение наряд-задания во время смены, как правило, не сопровождается предварительной его подготовкой в части согласования взаимодействия персонала, работник из-за рассогласованности действий с напарником (смежниками) часто травмируется.

Вышеизложенные факты обусловлены тем, что содержание наряда в значительной мере не соответствует фактическому состоянию рабочих мест и требованиям безопасности производства. Это несоответствие/соответствие целесообразно рассматривать как критерий качества нарядной системы.

Актуальной задачей является снижения риска аварийности данного производства с целью сохранения основных производственных фондов, снижения уровня травматизма обслуживающего персонала и недопущения загрязнения окружающей среды. Для решения поставленной задачи необходимо проведение оценки риска возникновения аварий и инцидентов с последующим выбором мероприятий по снижению их уровня.

Анализ состояния оборудования, зданий и сооружений, технологических процессов металлургических производств показал, что технический уровень технологических процессов низок, в сравнении с промышленно развитыми странами. Средний износ активной части (оборудования) основных производственных фондов составляет более 55 %, из них 21 % являются устаревшими и не имеют резервов для модернизации.

Несмотря на совершенствование металлургических агрегатов, оборудования и технологий, процессов управления и организации производства металла, положение в сфере промышленной безопасности в отрасли не улучшается, число аварий, инцидентов, уровень травматизма остаются высокими. К наиболее тяжелым последствиям, приносящим значительный материальный ущерб и групповые несчастные случаи, приводят к аварии на взрывопожароопасных производствах, к которым относится доменное производство металлургических предприятий [3].

Развитие концепции системной надежности производства чугуна на базе высокотехнологичных информационных технологий представляет важную задачу, без решения которой нельзя говорить об экономичности и эффективности промышленной безопасности ни в доменном производстве, ни на металлургическом предприятии полного цикла, где показатели работы и техническое состояние доменных печей играют доминирующую роль.

На следующем этапе анализа риска проведена идентификация источников опасностей доменного производства, рассмотрены возможные аварийные ситуации, разработаны сценарии их развития. В результате анализа статистических данных установлено, что инциденты в доменном цехе целесообразно разбить на пять групп в соответствии с этапами функционирования доменного производства.

Для определения величины вероятности возникновения аварийных ситуаций в доменном цехе предложено использовать теорию массового обслуживания. Выдвинута гипотеза о том, что поток инцидентов подчиняется закону Пуассона. Простейшим или пуассоновским называется поток событий, который обладает тремя свойствами: стационарностью, «отсутствием последствий», ординарностью [4].

Для управления изменениями организация должна заранее, до их введения, идентифицировать опасности и риски здоровья персонала и производственной безопасности (ЗПиПБ), связанные с переменами в организации, системе менеджмента ЗПиПБ либо ее деятельности. Организация должна гарантировать, что результаты таких оценок учтены при разработке методов контроля [5].

При определении методов контроля или рассмотрении изменений в существующих методах следует стремиться к снижению рисков в соответствии со следующей иерархией:

- устранение риска;
- замена;
- инженерные средства контроля;
- сигнализация/предупредительные знаки и/или административный контроль;
- средства индивидуальной защиты.

Выводы

1. Анализ случаев травмирования свидетельствует о необходимости расширения классификатора причин несчастных случаев, входящих в форму Н-1, за счет включения предлагаемых в исследовании условий травмирования персонала. Существующие методики прогноза уровня травматизма не в полной мере учитывают влияние комплекса черной металлургии. Система управления производственной безопасностью и охраной труда на предприятиях не обеспечивается достоверной информацией об обстоятельствах несчастных случаев и не соответствует современным международным стандартам OHSAS 18001. В этой связи необходимость разработки методики определения прогнозного уровня травматизма, позволяющей осуществлять комплексный учет на производствах черной металлургии.

2. Воздействие на факторы производственного травматизма с целью его снижения осуществляется за счет автоматизированных систем управления и определяется следующими положениями:

- определение местоположения рабочих в режиме реального времени;
- контроль режимов работы оборудования;
- принятие решений в режиме реального времени.

Источники

- 1 Имангазин М.К. Методологическая инструкция МИОТ-01-02-2006 «Идентификация опасностей, оценка и управление рисками». Изд-во АО «ТНК «Казхром», г.Актобе, 2007.
- 2 Закон Республики Казахстан «О гражданской защите» от 11.04.2014. N188-V.
- 3 Статистический анализ аварий и травматизма на металлургических предприятиях - Статья Интернет-журнал от 1 марта 2011 г / Г.А. Павлова.
- 4 О развитии научного направления в металлургии - системной надежности доменного производства / А.В. Бородулин, В.С. Листопадов, С.П. Суцев, И.А. Султангузин, А.Л. Чайка.
- 5 Бикмухаметов М.Г., Черчинцев В.Д., Сулейманов М.Г. Совершенствование методики оценки риска возникновения аварийных ситуаций предприятий черной металлургии // Металлург. – 2004, №4. – С.41–42.
- 6 Методические указания по проведению анализа риска опасных производственных объектов (РД03-418-01) // Безопасность труда в промышленности. – 2001, №10. – С.40.
- 7 Об утверждении Технического регламента «Требования к безопасности процессов металлургических производств». Постановление Правительства Республики Казахстан от 23 января 2009 года № 41. «Казахстанская правда» от 10 февраля 2009 года № 31-32 (25775-25776); «Егемен Қазақстан» газеті 28 ақпан 2009 жыл N 81-83 (25480); САПП Республики Казахстан 2009 г., № 5, ст. 14.

Имитационное моделирование горно-транспортных комплексов циклично-поточного действия

Адилханова Ж.А., Бояндинова А.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан)

Разработано методическое обеспечение имитационного моделирования работы экскаваторно-автомобильно-конвейерного комплекса, позволяющее производить полномасштабный технико-экономический анализ работы системы в целом и ее звеньев и элементов в отдельности.

Ключевые слова: имитационное моделирование, горно-транспортный комплекс, конвейер.

При резко возрастающем значении в горной промышленности открытого способа добычи полезных ископаемых, росте производственной мощности горных предприятий и увеличении глубины разработок, а также создании мощного технологического оборудования непрерывного действия (в основном роторных экскаваторов) карьерный конвейерный транспорт во многих случаях уже сейчас является конкурентоспособным. Перспективы дальнейшего развития карьерного конвейерного транспорта огромны, область его применения начинает распространяться не только на рыхлые, но и на скальные горные породы; правильное решение стоящих в этой области научных и инженерных задач имеет большое значение.

Ухудшение показателей работы транспорта в глубоких карьерах вызывает необходимость изыскания способов его интенсификации, замену другим видом транспорта или применения нескольких видов транспорта, каждому из которых отводятся определенные пространственные зоны в карьере. В этих случаях несколько видов транспорта могут использоваться параллельно или в комбинации. В практике открытых работ на глубоких зарубежных и отечественных карьерах наиболее распространены комбинации автомобильного с железнодорожным, а также конвейерным транспортом.

Конкурентоспособность автомобильно-конвейерного транспорта по сравнению с другими видами транспорта возрастает с увеличением производственной мощности и глубины карьера. На большинстве карьеров глубиной свыше 200-250 м автомобильно-конвейерный транспорт становится на 10-15% экономически более выгодным, чем автомобильно-железнодорожный. Возможность транспортирования горной массы конвейерами (под углом 15-16°) во многом обеспечивает уменьшение разноса бортов карьера и объемов горно-капитальных работ, способствует уменьшению протяженности транспортных коммуникаций, сокращению периодов ввода в эксплуатацию новых горизонтов, позволяет внедрить элементы поточной технологии, повысить производительность оборудования и интенсифицировать отработку месторождения. Грузопоток при автомобильно-конвейерном транспорте достигает 18-20 млн. т и более.

На сегодняшний день имитационное моделирование – один из наиболее распространенных и эффективных методов экспериментального исследования реально существующих и проектируемых объектов самой различной природы и степени сложности. Он обеспечивает представление моделируемого процесса в динамике и с любой степенью детализации. Возможности имитационного моделирования позволяют осуществлять комплексную и обобщенную оценку отдельных операций производственных процессов, за короткий промежуток времени осуществить выбор наиболее экономически и технологически привлекательного варианта функционирования геотехнологической системы.

Научная новизна проведенных исследований заключается в том, что впервые разрабатывается имитационная модель с комбинированным автомобильно-

конвейерным транспортом, позволяющая осуществлять оптимизацию его работы, производить экономическую оценку эффективности полученного плана, выбирать оптимальный из большого числа вариантов функционирования комплекса, осуществлять оперативную корректировку планов при незапланированном изменении исходных условий.

В качестве основных принципов, учитываемые при построении имитационной модели с комбинированным автомобильно-конвейерным транспортом, были приняты принципы построения моделей сложных систем [1]:

- принцип абстрагирования, применение которого позволяет включать в модель только те аспекты моделируемой системы, которые имеют непосредственное отношение к цели исследования;

- принцип многомодельности, в основе которого лежит утверждение о том, что никакая единственная модель не может с достаточной степенью адекватности описывать различные аспекты сложной системы;

- принцип иерархической стратификации модели сложной систем, позволяющей провести декомпозицию модели сложной системы на различные уровни или степени детализации в зависимости от поставленных задач;

- достоверность имитационной модели моделируемому экскаваторно-автомобильно-конвейерному комплексу. Для получения достоверных планов работ модель должна соответствовать реально функционирующей горно-транспортной системе: фактический парк горного и транспортного оборудования, их реальные технико-технологические характеристики, уклоны и типы дорожного покрытия, режим работы оборудования и прочим показателям, характеризующим работу геотехнологической системы;

- соотносимость технических показателей экскаваторно-автомобильно-конвейерного комплекса, а именно соотносимость количества экскаваторов и автосамосвалов, емкости ковша экскаватора и кузова машины, провозной способности автосамосвалов и пропускной способности конвейеров, производительности дробильной установки и конвейера и т.д.;

- обеспечение условий для сокращения необоснованных перерывов в работе горно-транспортного оборудования по организационно-техническим причинам.

Таким образом, принятые принципы позволят осуществлять процесс имитационного моделирования экскаваторно-автомобильно-конвейерного комплекса в автоматизированном режиме с учетом большого спектра взаимообусловленных и существенно влияющих на работу горно-транспортной системы карьера аспектов.

Следующим этапом исследований стало обоснование основных критериев имитационного моделирования экскаваторно-автомобильно-конвейерного комплекса.

Главным критерием эффективности работы горно-транспортной системы в рамках оптимизируемой смены является один из экономически емких и важнейших показателей – себестоимость горно-транспортных работ, позволяющий делать экономическую оценку возможных простоев горного и транспортного оборудования при заданной организации горно-транспортных работ, структуре транспортных коммуникаций и типах оборудования. Определяется он по методике, заложенной в работах [2-3].

Достижение максимальной производительности горно-транспортного комплекса также является одним из критериев моделирования работы экскаваторно-автомобильно-конвейерного комплекса. В рамках каждого технологически стабильного периода должна быть достигнута максимально возможная производительность каждой единицы горно-транспортного оборудования.

Как показывают практика и многочисленные исследования, наибольшая часть себестоимости горно-транспортных работ, а, следовательно, и потенциал их снижения, приходится на поддержание рабочего состояния автосамосвалов. Одним из важнейших

аспектов в данной области является техническое состояние автосамосвала, выраженное через коэффициент полезного действия (КПД) трансмиссии. Он существенно отражается на таких важных показателях, как расход топлива и шин, на себестоимости горно-транспортных работ, а значит, и на рентабельности горнодобывающего предприятия в целом. Для успешного решения этого вопроса необходимо знать степень и предел возможной рациональной реализации указанного потенциала. Ввиду этого КПД трансмиссии автосамосвалов также является критерием моделирования работы комплекса.

Основной характеристикой непосредственно самого процесса выемочно-погрузочных работ является длительность обслуживания (погрузки-разгрузки) транспортных средств, характеризуемая математическим ожиданием, дисперсией и функцией распределения [4]. Описание выемочно-погрузочных работ на основе статистических оценок позволяет достаточно точно моделировать исследуемый процесс на основе численных оценок продолжительности процесса выемочно-погрузочных работ, вполне приемлемых для использования при имитационном моделировании.

Точность моделирования движения транспорта циклического действия при имитационном моделировании горно-транспортной системы карьеров является одной из основных характеристик, определяющих адекватность исследований горно-транспортной системы карьеров на имитационной модели. Это связано в первую очередь с тем, что процесс транспортирования груженого горной массой транспорта в пункт разгрузки и обратное перемещение порожнего транспорта к пунктам погрузки в технологическом процессе занимает значительную долю времени [5]. Кроме того, скорость и время движения транспортных средств являются важнейшими эксплуатационными показателями процесса горно-транспортных работ, определяющими характер движения по отдельным участкам транспортных коммуникаций и время полного оборота.

Укрупненный алгоритм имитационного моделирования работы экскаваторно-автомобильно-конвейерного комплекса представлен на рисунке 1.

Первоначально в блоке 1 алгоритма происходит формирование исходных данных – это нормативно-справочная информация по моделям горно-транспортного оборудования и их технико-экономические показатели (стоимость кВтч электроэнергии и дизельного топлива, заработные платы машинистов экскаваторов и локомотивосоставов, их помощников и водителей автосамосвалов, коэффициент отчислений из фонда заработной платы, затраты на запчасти, ГСМ и вспомогательные материалы, текущий и капитальный ремонты и др.), фактические технико-технологические параметры горно-транспортного оборудования, дробильных установок и автотрассы, а также плановые показатели по объемам горно-транспортных работ.

На следующих этапах осуществляется моделирование работы комплекса. Для каждой единицы оборудования осуществляется прохождение соответствующего цикла моделирования. Второй блок представляет собой начало цикла моделирования экскаваторов и является одним из основных циклов. В имитационной модели можно установить 5 различных шагов моделирования: 1 сек, 10 сек, 20 сек, 30 сек и 1 минута.

В блоке 3 определяется состояние каждого экскаватора. Если он находится в работе, то в блоке 4 осуществляется подсчет перевезенной конвейером горной массы и продолжительность его работы. При каждом прохождении данного блока с каждым последующим шагом моделирования к уже имеющемуся объему горной массы прибавляется производительность за шаг моделирования. По такому же принципу рассчитывается время работы экскаватора. Если экскаватор находится в состоянии простоя, то в блоке 6 осуществляется расчет общего времени простоя оборудования с начала моделирования.

средняя скорость движения, общий и удельный расходы топлива, показатели расхода шин автосамосвалов и др.

Если автосамосвал порожний, то в блоках 15 и 16 определяется время движения оборудования в порожняковом направлении и рассчитываются технико-экономические показатели работы порожнего автосамосвала.

Необходимо отметить, что при моделировании работы автосамосвалов учитываются маневровые работы, как на пунктах погрузки, так и на пунктах разгрузки, как в груженном, так и в порожняковом направлениях.

При прохождении блоков 11, 14 или 16 цикл возвращается в блок 8 и далее переходит в блок 17, в котором начинается цикл моделирования работы дробильной установки.

В блоке 18 определяется состояние дробильной установки. Если дробильная установка находится в работе, то в блоке 19 рассчитываются объемы работ с начала моделирования и время работы дробилки.

В блоке 20 осуществляется расчет технико-экономических показателей работы дробильной установки: количество передробленной горной массы, расход электроэнергии, амортизационные затраты и др.

Если дробильная установка находится в состоянии простоя, то в блоке 21 осуществляется расчет общего времени простоя с начала моделирования и в блоке 22 рассчитываются технико-экономические показатели простоя дробильной установки.

После прохождения блоков 20 или 22 алгоритм переходит в блок 17 и далее в блок 23, в котором начинается цикл моделирования по конвейерам.

В блоке 24 осуществляется подсчет перевезенной конвейером горной массы и продолжительность его работы.

В 25-м блоке производится расчет технико-экономических показателей работы конвейерного транспорта: расход электроэнергии, средняя высота подъема горной массы, степень выполнения плана, себестоимость транспортировки 1 т горной массы и др.

После прохождения блока 25 алгоритм переходит в блок 2, после чего осуществляется воспроизведение следующего шага моделирования.

Таким образом, разработано методическое обеспечение имитационного моделирования работы экскаваторно-автомобильно-конвейерного комплекса, позволяющее производить последовательные расчеты технико-экономических показателей его работы. На основе полученных результатов моделирования система позволяет производить полномасштабный технико-экономический анализ работы системы в целом и ее звеньев и элементов в отдельности, включающих эксплуатационные затраты, затраты на оборудование в состоянии работы и простоя, степень загруженности горного, транспортного оборудования, транспортных коммуникаций. По результатам технико-экономического анализа выстраивается диаграмма распределения всех учитываемых затрат на эксплуатацию и поддержание в рабочем состоянии горно-транспортных систем карьеров. Дальнейшим этапом исследований станет разработка программного модуля имитационной модели, которая создаст практические условия для детального, объективного и оперативного обоснования эффективности функционирования геотехнологических комплексов карьеров с циклично-поточной технологией отработки.

Источники

- 1 Рамбо Дж., Якобсон А., Буч Г. UML: специальный справочник. – СПб.: Питер, 2002. – 656 с.
- 2 Букейханов Д.Г., Галиев С.Ж., Джаксыбаев А.Х., Байкошкарров Ж.Б. Принципы экономико-статистического моделирования горно-транспортных систем карьеров. – Алматы, 1994. – 87 с.

- 3 Адилханова Ж.А. Разработка методического обеспечения корпоративного оперативного планирования горно-транспортных работ при управлении геотехнологическими комплексами: дисс. ... канд. техн. наук. – Алматы, 2009. – 118 с.
- 4 Галиев С.Ж. Оптимизация параметров горно-транспортных систем карьеров на основе имитационного моделирования: дисс. ... докт. техн. наук. - Алматы, 1997. – 401 с.
- 5 Адилханова Ж.А. Аспекты имитационного моделирования работы геосистем с автомобильно-конвейерным транспортом //«Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых»: Материалы VII Междунар. науч. школы молодых ученых и специалистов (15-19 ноября 2010, г. Москва, Россия). – Москва: ИПКОН РАН, 2010. – С. 24-28.

Усиленные виды крепления выработок на больших глубинах

Ананин А.И.¹, Макаров А.Б.²

(¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан,

²SRK Consulting, г. Москва, Россия)

Приведены рекомендации по выбору типов и параметров крепления горных выработок при их заложении на больших глубинах.

Ключевые слова: комбинированная крепь, тросовый анкер, торкретбетон.

Крепление и поддержание горных выработок в устойчивом состоянии является одним из наиболее ответственных и ресурсоемких технологических процессов горного производства и затраты на эти процессы составляют до 30% от себестоимости их проходки или составляют 10-15 % от себестоимости добычи руды. Особенно остро этот вопрос стоит при отработке руд на больших глубинах.

В Казахстане первенство по глубине отработки руд за собой удерживают рудники ТОО «Казцинк». На Тишинском руднике пройдена шах. Западная-Вентиляционная глубиной 980 м, а очистные работы ведутся на глубине 800 м. На Малеевском руднике ствол шахты «Малеевский» пройден на глубину 785 м, а очистные работы запроектированы на глубину до 1000 м. На шахте Орловская Орловского производственного комплекса отработка залежи «Новая» также ведется на большой глубине (800 м). В зависимости от глубины ведения горных работ в связи с высоким горным давлением возникают и соответствующие проблемы.

Так на Тишинском руднике в 2012 году (средняя глубина очистных работ 700 м) по сравнению с 1983 годом (средняя глубина 400 м) объем крепления арочной крепью из спецпрофиля увеличился в 5 раз (рисунок 1), а производительность рудника выросла за это время только в два раза (с 500 тыс.т до 1100 тыс.т). При этом среднегодовое понижение очистных работ составило 60 м в год.

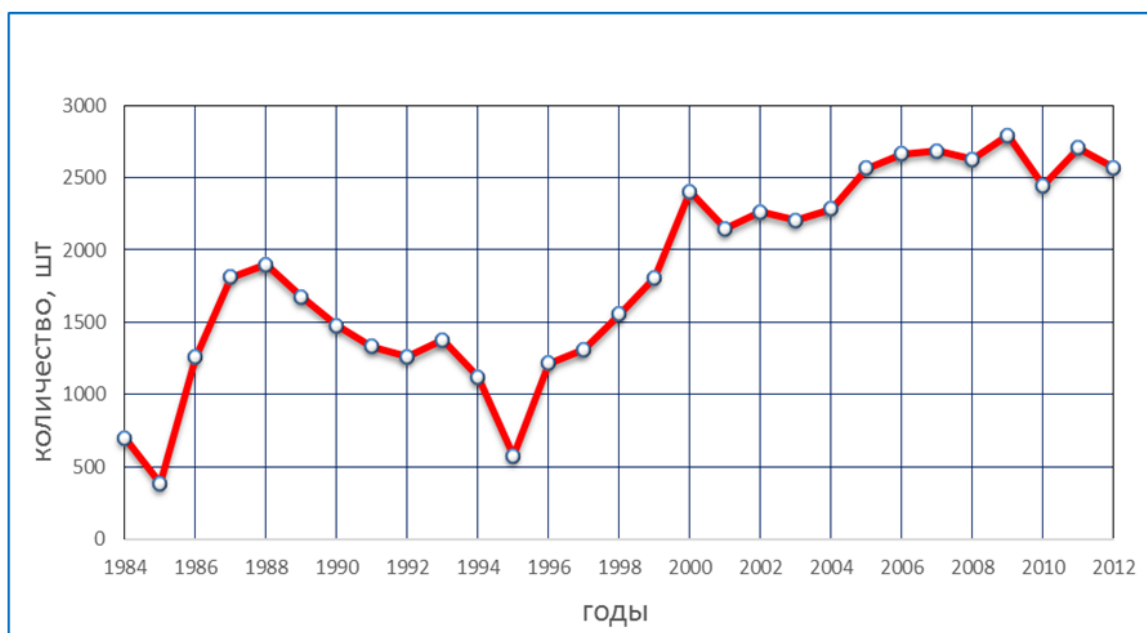


Рисунок 1 – Объемы крепления выработок на Тишинском руднике арочной крепью из спецпрофиля

Аналогичные проблемы сложились и на Орловском руднике. При глубине горных работ 200 м объемы перекрепки составляли 200 пог. м, а уже на глубине 500 м – 600 пог.м. Доля затрат на управление горным давлением в себестоимости добычи руды составила 28 % (в том числе крепь 6%) (рисунок 2).

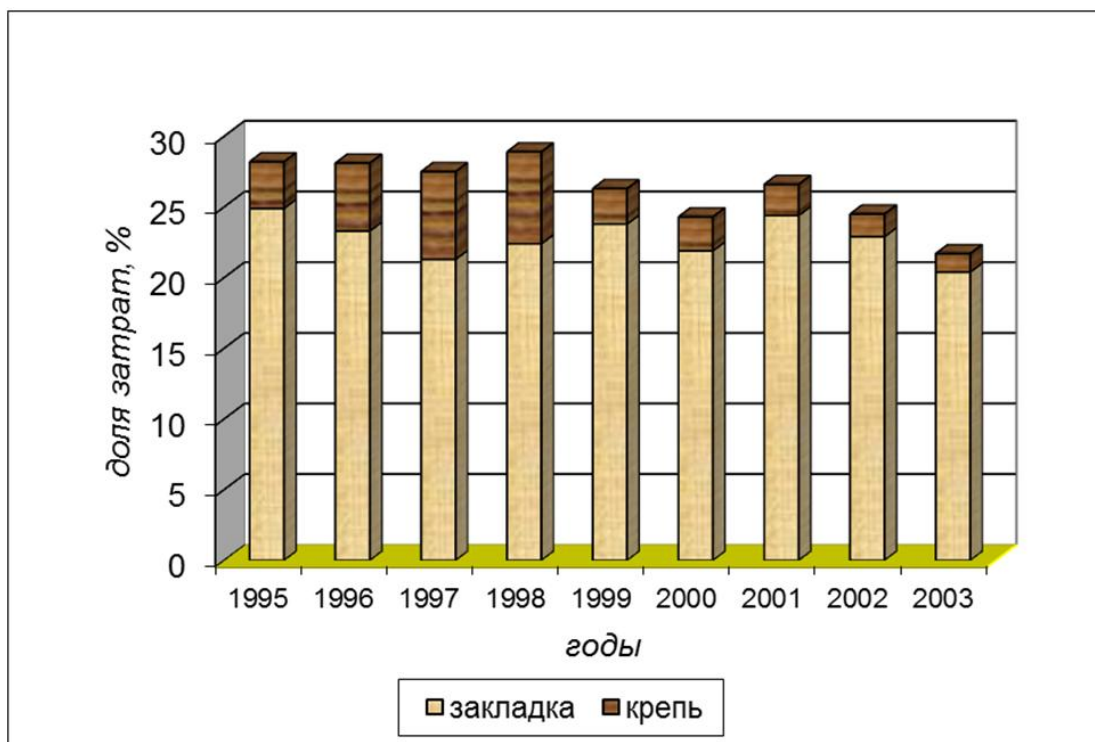


Рисунок 2 – Доля затрат на управление горным давлением в себестоимости добычи руды

Объясняется это следующими обстоятельствами. На больших глубинах происходит раздавливание массива вокруг всей выработки (рисунок 3). Визуально в шахте это проявляется в разрушении всего периметра выработки: бортов, кровли и пучении почвы.

Нагрузка на крепь создается за счет смещений разрушенных пород в выработку. Чем меньше прочность массива и больше действующие напряжения, тем больше радиус зоны разрушения, тем больше смещения контура и тем больше нагрузка на крепь.

Разрушенные породы в запредельном состоянии (после разрушения) сохраняют остаточную прочность (порядка 10÷40 % от прочности на сжатие) и продолжают воспринимать нагрузки. При наличии плотного контакта крепи с разрушенным массивом сопротивление деформациям оказывает не только крепь, но и разрушенная часть массива. Поэтому крайне важно обеспечить подпор раздавленных пород элементами крепи.

С целью снижения объемов крепления широко применяют комбинированные крепи в различных сочетаниях в зависимости от горно-геологических и горно-технических условий в основном в породах третьей категории устойчивости:

- штанги и набрызгбетон;
- анкера + сетка и набрызгбетон;
- штанги с сеткой;
- штанги с сеткой и набрызгбетон и канатными анкерами.

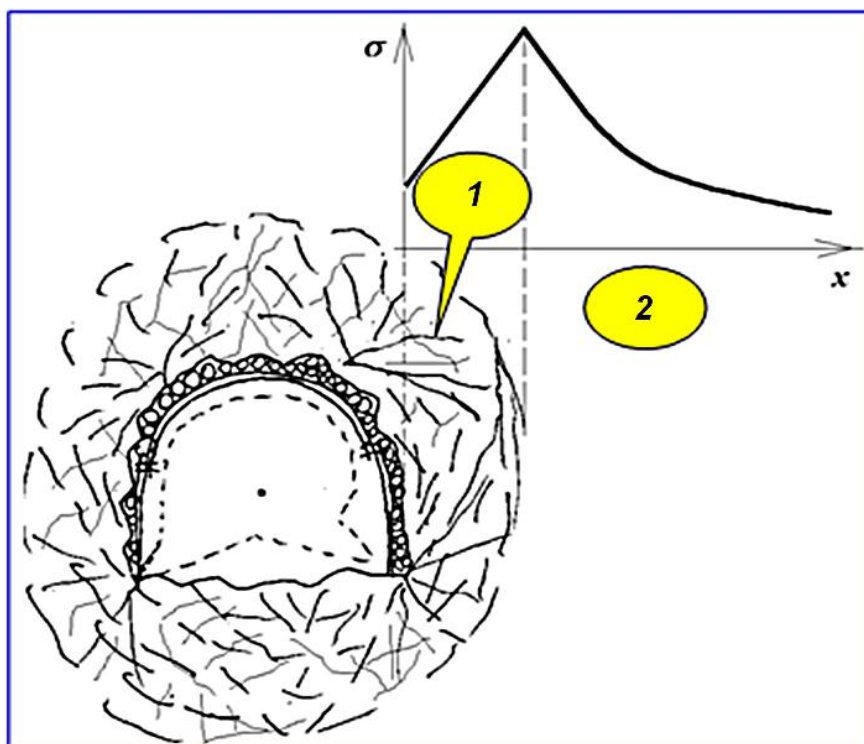


Рисунок 3 – Схема распределения действующих напряжений вокруг выработок на больших глубинах (зоны: 1 – запредельного, 2 – упругого состояния массива)

При этом каждый вид крепи выполняет свою функцию. Предварительное крепление пород штангами позволяет допускать отставание основной крепи от забоя. Сетка предохраняет от вывалов между анкерами. Набрызгбетон выполняет в основном изолирующую функцию. Нанесение толстого торкретбетона на сетку создает армированную несущую конструкцию.

Концепция выбора типа крепи подразумевает пошаговое (постадийное) увеличение несущей способности крепи до достижения равновесного (устойчивого) состояния системы «крепь-массив».

Для примера приведем опыт крепления выработок в слабых метасоматитах на глубоких горизонтах Орловского рудника. Сначала выработку закрепили самой легкой крепью – торкретбетоном. Через один год эксплуатации в выработках при появлении первых признаков разрушения торкретбетона произвели ремонт и усиление крепи (анкера + сетка).

На Тишинском руднике также предложено использовать пошаговую процедуру усиления крепи (рисунок 4). В первую очередь выработку крепят слоем торкретбетона толщиной 100 мм, армированного фибрами. Вторым шагом является установка сплит-сетов длиной 2,4 м с затяжкой всего контура сварной металлической сеткой. Третьим шагом усиления крепи является установка тросовых анкеров на глубину 3÷5 м.

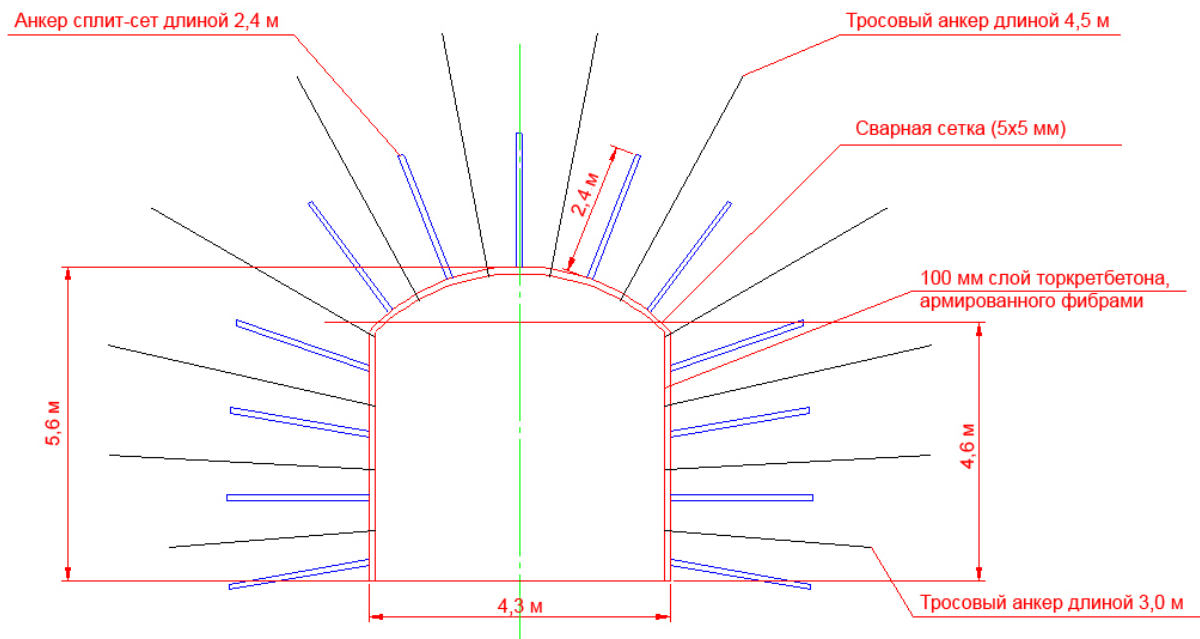


Рисунок 4 – Схема комбинированного крепления выработок в условиях высокого горного давления на Тишинском руднике

Таким образом, для поддержания выработок на больших глубинах рекомендуется применять пошаговое увеличение подпора контура выработок за счет поэтапного усиления крепи, т.е. процедура крепления выработок на больших глубинах должна быть стадийной с постепенным усилением крепи в соответствии с развитием смещений массива на контуре выработок до наступления равновесного состояния. Это позволит снизить затраты на крепление и ремонт крепи.

Инновационные методы, геологические карты нового поколения – основа прогноза месторождений полезных ископаемых в Кыргызстане

Апаяров Ф.Х.

(ГП «Северо-Кыргызская геологическая экспедиция», с. Ивановка, Кыргызстан)

Рассматривается необходимость применения современных методов датирования пород при создании легенд к геологическим картам

Ключевые слова: циркон, U-Pb датирование (ID TIMS, SIMS SHRIMP, La-ICP-MS), возраст, легенда, геологическая карта.

Кыргызстан обладает значительной минерально-сырьевой базой [1-2]. Но почти все рудные месторождения были открыты до 1990 года. Значительная часть их обнаружена при проведении геологической съемке территории масштаба 1:50 000, сопровождавшейся общими поисками. Результативными оказались новыми для того времени литохимические поиски по потокам рассеяния. Были выявлены и изучены многочисленные аномалии золота и других элементов.

Проведенное в последние 25-30 лет геологическое доизучение площадей показало высокое качество ранее выполненных поисковых работ и позволило сделать следующие выводы:

1. Вероятность обнаружения крупных и средних рудных месторождений на поверхности маловероятно;
2. Необходимость внедрения новых методов поисков рудных объектов на глубине, т.е. глубинное прогнозирование месторождений полезных ископаемых;
3. Геологические карты как основа прогнозирования новых месторождений в своем большинстве устарели.

Таким образом, основными задачами при прогнозировании рудных объектов являются создание геологических карт нового поколения, моделей формирования известных месторождений, составление базы геохимических данных по всем видам поисковых и разведочных работ, обработка имеющихся данных современными компьютерными программами. Собственно для решения части этих задач в России в начале 90-х годов прошлого столетия и несколько позднее в Казахстане приняты Государственные программы геолого-съемочных, геофизических, гидрогеологических, инженерно-геологических и картосоставительских работ. Согласно этим программам важная роль в обновлении геологической информации отводится проведению геологического доизучения площадей масштаба 1:200000 с последующим составлением Государственной геологической карты Российской Федерации и Республики Казахстан масштаба 1:200000 второго издания.

В Кыргызской Республике такой программы нет, хотя анализ геологических карт масштаба 1:50000 и составленных на их основе геологической карты Кыргызстана масштаба 1:500000 [3] показал для значительной части выделенных геологических подразделений их недостаточную изученность и обоснованность возраста.

Известно, что основной проблемой при составлении легенд к геологическим картам является установление возраста выделяемых подразделений. Методы определения возраста пород хорошо известны. Это изотопно-геохронологические и наиболее надежные палеонтологические. Но, пригодные для определения возраста органические остатки содержатся не во всех породах и в ограниченном по геологическим меркам возрастном интервале. Изотопно-геохронологические методы большей частью давали неопределенность, обусловленную степенью сохранности изотопной системы анализируемых минералов. Наиболее достоверным из изотопных методов в 80-90-е годы прошлого столетия считался классический уран-свинцовый

метод датирования по цирконам, поскольку возраст определялся по трем изотопным отношениям и позволял получать возраст для нарушенных систем цирконов по пересечению изохроны с конкордией (линией согласованных возрастов по двум отношениям). Но и этот, достаточно трудоемкий и аналитически сложный метод, нередко давал заведомо неверный изотопный возраст по отношению к реальному, который могли объяснить специалисты, но наблюдаемые противоречия у большей части геологов вызвали недоверие методу и получаемым датировкам.

В конце 20-го столетия инновационные технологии в производстве масс-спектрометрической аппаратуры позволили проводить изотопный анализ и получение возраста как по микрограммовым навескам циркона (ID TIMS), так и по единичным цирконам (SIMS SHRIMP, La-ICP-MS).

В 2003-2006 годах в западной части Киргизского хребта геологами Казахстана и Кыргызстана проведено совместное геологическое доизучение масштаба 1:200000 приграничных территорий. ID TIMS U-Pb датирование цирконов из гранодиорита Алмалысайского массива, расположенного на территории двух государств, позволило решить спорный вопрос о возрасте интрузии [4].

К настоящему времени по Кыргызстану имеется более 150 датировок цирконов, полученных современными методами (SIMS SHRIMP, ID TIMS, La-ICP MS). В основном они выполнены зарубежными и российскими исследователями. С точной привязкой мест отбора проб, результатами изотопного анализа цирконов, данными по составу пород и содержанию трассерных элементов они представляют собой новый фактический материал, необходимый для составления легенд к геологическим картам. Полученные результаты датирования новыми методами уже позволили пересмотреть ряд укоренившихся в геологии Тянь-Шаня представлений. Из них отметим комплексы и свиты, расположенные в приграничной зоне с Казахстаном.

Принимавшийся ранее архейско-раннепротерозойский возраст актюзского метаморфического комплекса не подтвердился. По всем пробам цирконов из гнейсов, гранито-гнейсов SHRIMP U-Pb датированием получены позднерифейские возраста [5].

SHRIMP U-Pb датирование цирконов из игнимбрита аксуйской свиты определило ее позднеордовикский возраст – $445,5 \pm 2,3$ млн. лет [6]. С 60-х годов прошлого столетия возраст аксуйской и подстилающей ее баркольской свиты принимался соответственно ранне-среднедевонским и раннедевонским.

Практически со всеми изученными нами раннедевонскими интрузиями Северного Тянь-Шаня связано редкометальное и редкоземельное оруденение. Обычно оно проявлено в виде пунктов минерализации и мелких проявлений. Но и образование наиболее крупных в Кыргызстане месторождений редких земель (Кутессай II, иттриевая группа) и бериллия (Узун-Ташты и Четенды) обусловлено раннедевонскими интрузиями.

Неотъемлемой частью прогнозирования новых месторождений является детальное геологическое изучение известных месторождений. Необходимо знать когда, как и почему образовалось месторождение. Новые методы позволяют датировать возраст оруденения. На крупном золоторудном месторождении Талдыбулак Левобережный масс-спектрометрический Re-Os изотопный анализ пяти образцов золотосодержащего пирита из ранней стадии рудообразования определил их изохронный возраст 511 ± 18 млн. лет [7].

Геологические карты нового поколения необходимо создавать, используя весь доступный арсенал современных методов. Новые методы датирования позволяют определить возраст большинства магматических пород. Возраст ни одного из петротипических массивов на геологической карте не должен приниматься условным.

Источники

- 1 Никоноров В.В., Караев Ю.В., Борисов Ф.И., Тольский В.И., Замалетдинов Т.С., Ларина Т.В., Горбанева Т.В. Золото Кыргызстана. – Бишкек: Наси, 2004. – Кн. 1. – 271 с. – Кн. 2. – 342 с.
- 2 Никоноров В.В. Рудные месторождения Кыргызстана. – Бишкек. 2009. 482 с.
- 3 Турсунгазиев Б.Т., Петров О.В. (гл. ред.). Геологическая карта Кыргызской Республики, масштаб 1:500 000. ВСЕГЕИ. 2008.
- 4 Апаяров Ф.Х. Алмалысайский массив (строение, состав, возраст) и его значение как возрастного репера в каледонидах Тянь-Шаня. В кн.: Курманалиев К.З. (ред.). Геология и полезные ископаемые. – Бишкек, 2009. – С. 141-151.
- 5 Kröner, A., Alexeiev, D.V., Hegner, E., Rojas-Agramonte, Y., Corsini, M., Chao, Y., Wong, J., Windley, B.F., Liu, D., Tretiyakov, A.A. Zircon and muscovite ages, geochemistry, and Nd–Hf isotopes for the Aktyuz metamorphic terrane: Evidence for an Early Ordovician collisional belt in the northern Tianshan of Kyrgyzstan // *Gondwana Research*. – 2012. 21. – P. 901–927.
- 6 Апаяров Ф.Х. Структурное положение и возраст баркольской и аксуйской свит (Северный Тянь-Шань)// Геодинамика, оруденение и геоэкологические проблемы Тянь-Шаня. Мат-лы Международной конференции, посвященной 70-летию Ин-та геологии НАН КР. – Бишкек: Илим, 2013. – С. 36-40.
- 7 Zhao X., Xue C., Chi G., Pak N., Zua B. Re-Os pyrite and U–Pb zircon geochronology from the Taldybulak Levoberezhny gold deposit: Insight for Cambrian metallogeny of the Kyrgyz northern Tien Shan // *Ore Geology Reviews*, 2015. 67. – P. 78–89.

«Тауго» система для построения паспортов крепления горных выработок

Бахтыбаев Н.Б., Оленюк С.П., Имашев А.Ж., Бахтыбаева А.С.

(Карагандинский государственный технический университет, г. Караганды, Казахстан)

Описано программное обеспечение разработанное отечественными специалистами, предназначенное для построения паспортов крепления горных выработок. Приведены особенности функционирования разработанного программного обеспечения. Указан круг задач решаемый программным обеспечением.

Ключевые слова: крепление горных выработок, паспорт крепи, геоинформационная система, массив горных пород.

Крепление горных выработок является одним из капиталоемких и трудоемких процессов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых. В последние годы стало перспективным создание новых типов крепи снижающих затраты на крепление. Внедрение новых конструкций крепей требуют повышения точности определения их параметров. В настоящее время на рынке геоинформационных систем существует несколько продуктов, позволяющих моделировать напряженно-деформированное состояние массива вблизи подземных горных выработок. Они позволяют решать широкий круг задач, но обладают рядом недостатков: сложный интерфейс, учет лишь упругих или пластических деформаций, отсутствие инструментов прогнозирования влияния охранных мероприятий. В связи с этим сотрудниками КарГТУ при финансировании ТОО «Центр коммерциализации технологий», Министерства образования науки Республики Казахстан и Всемирного банка было разработано программное обеспечение «Тауго» – геоинформационная система для обоснования параметров поддержания горных выработок, основанная на современных представлениях о прочности горных пород.

В основу программного обеспечения для обоснования параметров поддержания горных выработок была положена термофлуктуационная теория прочности горных пород [1].

Использование термофлуктуационной теории прочности позволяет учитывать развитие условных зон неупругих деформаций (УЗНД) в различные периоды существования выработки [2, 3]. В основу данного подхода положен переход от максимальных касательных напряжений τ_k , полученных решением соответствующей задачи теории упругости, к долговечности (времени существования) породы по формуле [4]

$$t = t_0 \exp \frac{U_0 - \gamma \tau_k}{kT}, \quad (1)$$

где t_0 – период колебания атома в кристаллической решетке; U_0 – начальная энергия активации разрушения; γ – коэффициент структуры твердого тела; k – константа Больцмана; T – абсолютная температура испытываемого материала; τ_k – максимальное касательное напряжение.

Программное обеспечение имеет модульную структуру:

- Модуль управления базой данных;
- Модуль работы со скважинными данными;
- Модуль работы с поверхностями;

- Модуль 3D моделирования;
- Модуль построения разрезов;
- Расчётный модуль;
- Модуль 3D визуализации;
- Модуль ввода-вывода;
- Модуль общей математики.

Программное обеспечение позволяет построить трехмерную геотехническую модель месторождения (рисунок 1).

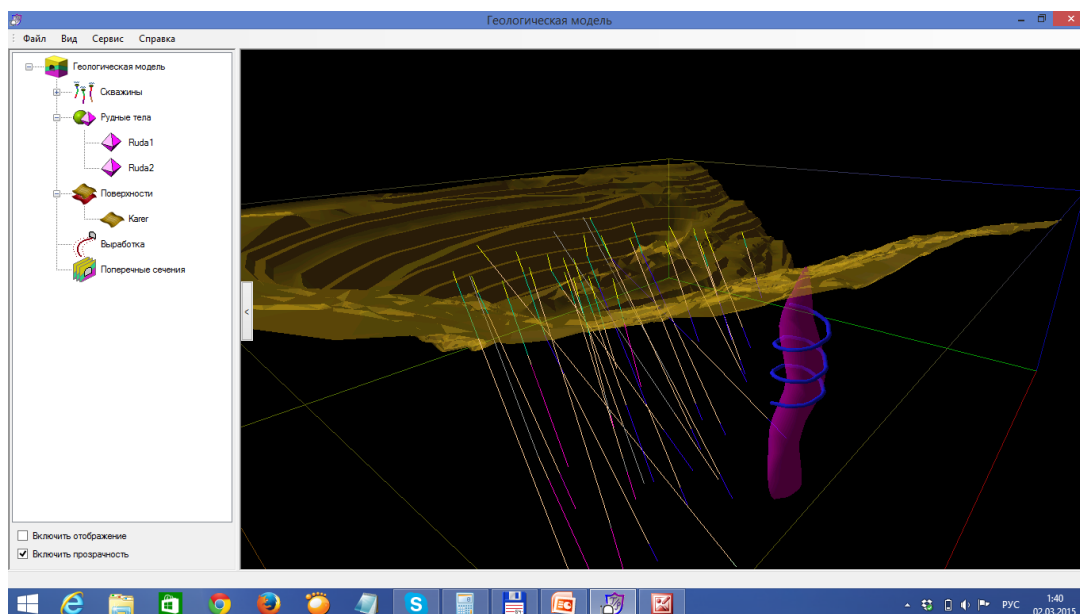


Рисунок 1 – Модуль геологического моделирования

Благодаря специально разработанному модулю имеется возможность выполнять моделирование напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород в любом участке месторождения. Для этого по трассе выработки на произвольном пикете принимается сечение (рисунок 2).

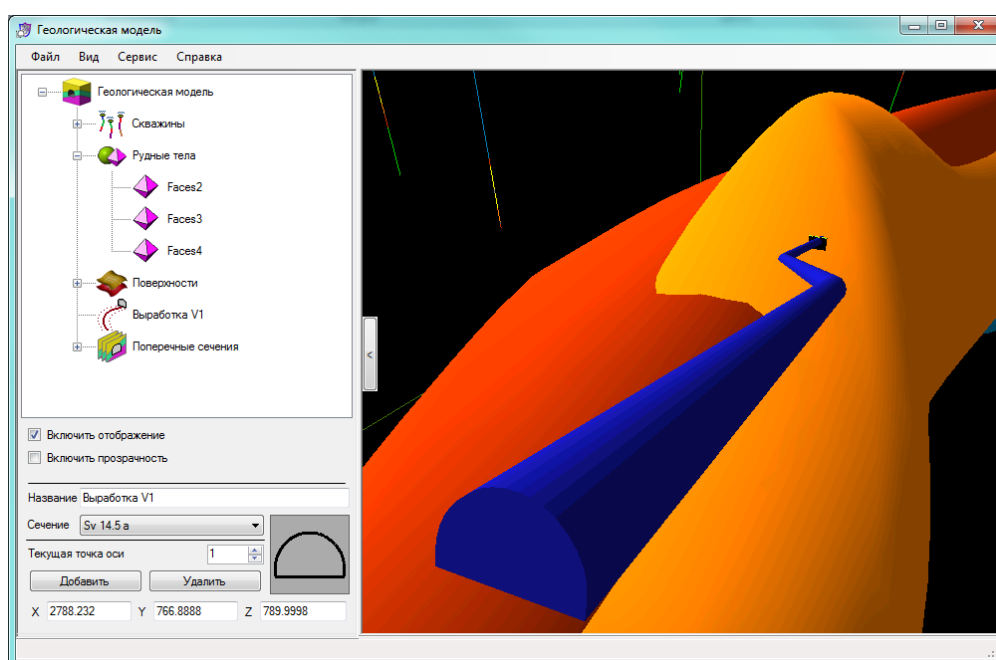


Рисунок 2 – Выбор сечения по трассе выработки

В рамках сечения выполняется моделирование напряженно-деформированного состояния массива. В результате моделирования получают изолинии условных зон неупругих деформаций (рисунок 3).

Результаты моделирования НДС передаются в следующий модуль программы, где производится расчет параметров крепи горных выработок [5].

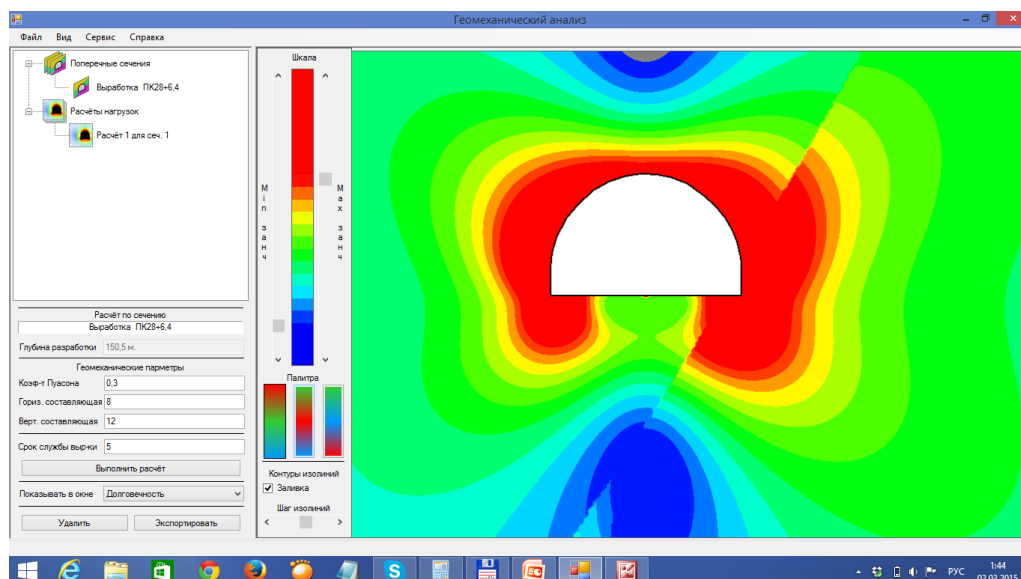


Рисунок 3 – Модуль расчета НДС массива

На основании полученных данных программное обеспечение отстраивает паспорт крепления выработки (рисунок 4). Структура паспорта соответствует требованиям нормативных документов регламентирующих выбор параметров крепи [6]. Программное обеспечение позволяет выполнять расчет параметров, анкерной, бетонной, металлической рамной, деревянной и комбинированных крепей.

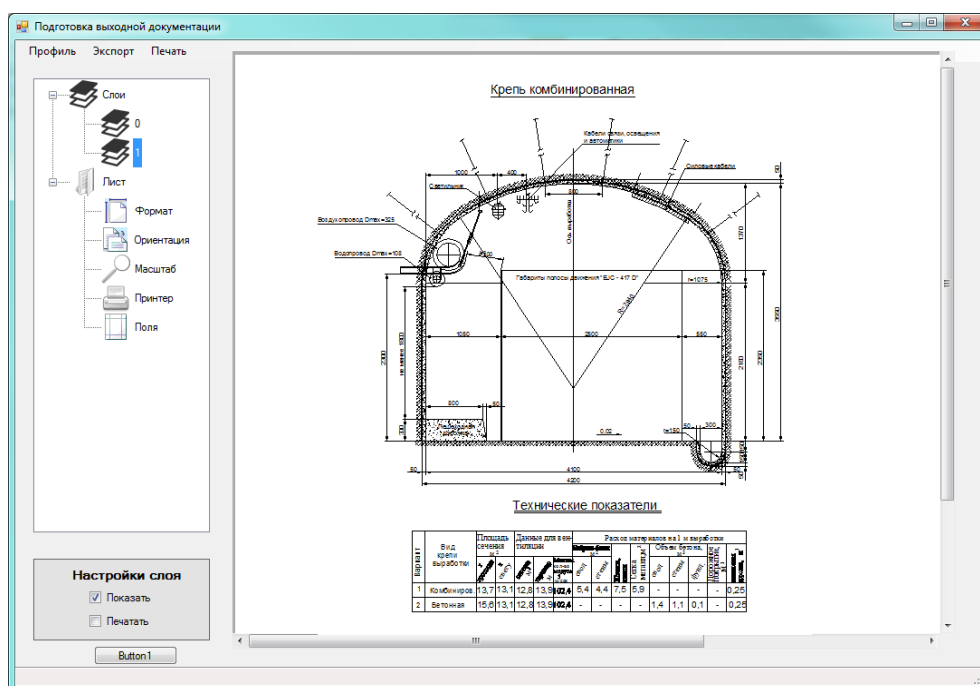


Рисунок 4 – Модуль расчета паспортов крепления горных выработок

Кроме того в программе имеется база данных крепей и методик расчета крепи горных выработок (рисунок 5). База данных крепей содержит информацию об основных технических характеристиках анкерной, металлической рамной, бетонной крепей.

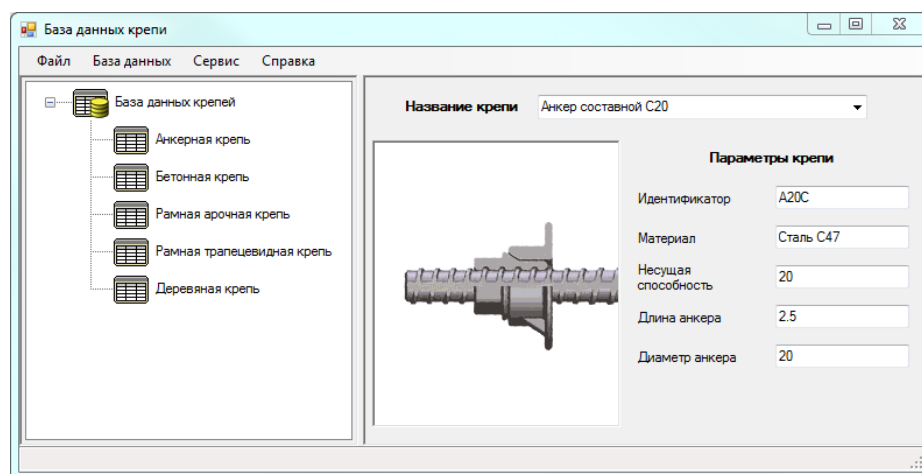


Рисунок 5 – База данных крепи и инструкций

Каждый выполненный расчет сверяется с нормативными методиками. Для этого для каждого горного предприятия составляется собственная база нормативных инструкций по расчету параметров крепи.

Внедрение разработанного программного обеспечения позволит сократить время затрачиваемое на построение паспортов до 15 минут, при этом позволяя оператору в считанные секунды производить расчет для различных конструкций крепи.

Источники

- 1 Цай Б.Н. Термоактивационная природа прочности горных пород. – Караганда: КарГТУ, 2007. – 204 с.
- 2 Цай Б.Н., Колоколов С.Б. Некоторые аспекты развития зоны неупругих деформаций во времени // Изв. вузов, Горный журнал. – 1990, № 4. – С. 31-34.
- 3 Цай Б.Н., Колоколов С.Б. Прогнозирование долговечности пород в окрестности горных выработок // Изв. вузов. Горный журнал. – 1988. – С. 41-44.
- 4 Регель В.Р., Слуцкер А.И., Томашевский Э.К. Кинетическая природа прочности твердых тел. – М.: Наука, 1974. – 376 с.
- 5 Цай Б.Н., Малахов А.А., Бахтыбаев Н.Б., Обоснование параметров крепления выработок с учетом срока их службы // Горный журнал Казахстана. – 2007, №2. – С. 19-21.
- 6 Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. Утверждены приказом Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352.

Информационно-методическое обеспечение системы корпоративного управления предприятиями-недропользователями

Бояндинова А.А., Адилханова Ж.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д. А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

В статье дано разработанное информационно-методическое обеспечение системы корпоративного управления предприятиями-недропользователями, позволяющее анализировать реальные производственные ситуации с учетом воздействия на природные компоненты окружающей среды и рекомендовать решения по их нормализации и предупреждению негативных последствий, обеспечивая эффективное корпоративное управление предприятием.

Ключевые слова: информационно-методическое обеспечение, корпоративное управление, недропользование, открытая разработка.

Недропользование является сложной областью деятельности предприятий, законодательство в области недропользования помимо закона включает более тысячи нормативно-технических актов. Это обуславливает огромные трудности при проведении операций по недропользованию. Другой крупной проблемой является то, что в настоящее время не существует единого подхода при проведении операций по недропользованию. Это снижает эффективность производственной деятельности предприятий и государственных органов в области контроля эффективного и комплексного использования минеральных ресурсов. В то же время Президентом РК и Правительством приняты и реализуются программные документы, в частности второй этап пятилетки Государственной программы форсированного индустриально-инновационного развития - ГПФИИР-2. Одним из важнейших направлений является совершенствование законодательства в области недропользования и охраны окружающей среды для обеспечения создания благоприятного бизнес-климата и привлечения иностранных инвестиций. Таким образом, научно-исследовательская работа, связанная с разработкой информационно-методического обеспечения системы корпоративного управления предприятиями-недропользователями является актуальной и важной.

Основная идея корпоративного управления предприятиями недропользования на открытых разработках месторождений твердых полезных ископаемых заключается в том, что предприятие-недропользователь рассматривается как единство горно-геологической, горнотехнической, технологической, информационной и организационной подсистем, развивающихся под воздействием автоматизированной системы корпоративного управления. В целом она соответствует идее, заложенной в работах [1-4].

Главными достоинствами системы являются базирование на максимально полной и достоверной информации о недропользователе.

Первоначально был проведен обширный анализ действующей нормативно-технической документации по недропользованию и охране окружающей среды в Республике Казахстан, осуществлен поиск аналогичных исследований в мире. Проведенные исследования показали, что на данный момент не существует аналогичных разработок по недропользованию как в Казахстане, так и за рубежом.

В Казахстане и за рубежом законодательство сильно отличаются. В Казахстане недропользование базируется на контрактной основе, в то время как за рубежом на лицензионной или другой. В этой связи одним из основных принципов корпоративного управления предприятиями недропользования должен стать следующий: геоинформационная система должна охватывать реальные сферы действия Закона РК

«О недрах и недропользовании», а также ряда законов РК прямо или косвенно воздействующих на операции по недропользованию: Экологический кодекс РК, Налоговый кодекс РК, Земельный кодекс РК, Таможенный кодекс РК, Водный кодекс РК, нормативных документов в области недропользования и охраны окружающей среды, законодательство по охране труда, техническом регулировании и другие.

Необходимым условием эффективности производства и интенсификации производства является обеспечение минимальной себестоимости продукции, как важнейшего обобщающего показателя экономической деятельности [1] предприятия уже на этапе оценки месторождения полезных ископаемых. Размер себестоимости добываемого полезного ископаемого определяется, прежде всего, уровнем механизации и автоматизации технологических процессов, внедрением планов научной организации труда, эффективностью использования производственных фондов, экономным расходованием материальных, трудовых, финансовых и природных ресурсов.

При этом необходимо также решать такие задачи, как: выбор технологии ведения горных работ, размещение производительных сил, планирование горных и транспортных работ, обоснованное рациональное распределение грузопотоков и т.п.

Одним из основных требований к формируемой системе корпоративного управления предприятиями недропользования является обеспечение устойчивого функционирования геотехнологического комплекса. Для этого она должна качественно отражать экологическое состояние и обеспечивать мониторинг горно-геологической ситуации, экономическую эффективность организации работы горно-транспортного комплекса, а также контроль за техническим состоянием основного горного и транспортного оборудования.

Разработанная база данных системы корпоративного управления предприятиями недропользования на открытых разработках включает в себя базу данных по недропользованию и базу данных по охране окружающей среды.

База данных по недропользованию системы корпоративного управления предприятиями недропользования включает следующие основные составляющие элементы (рисунок 1):

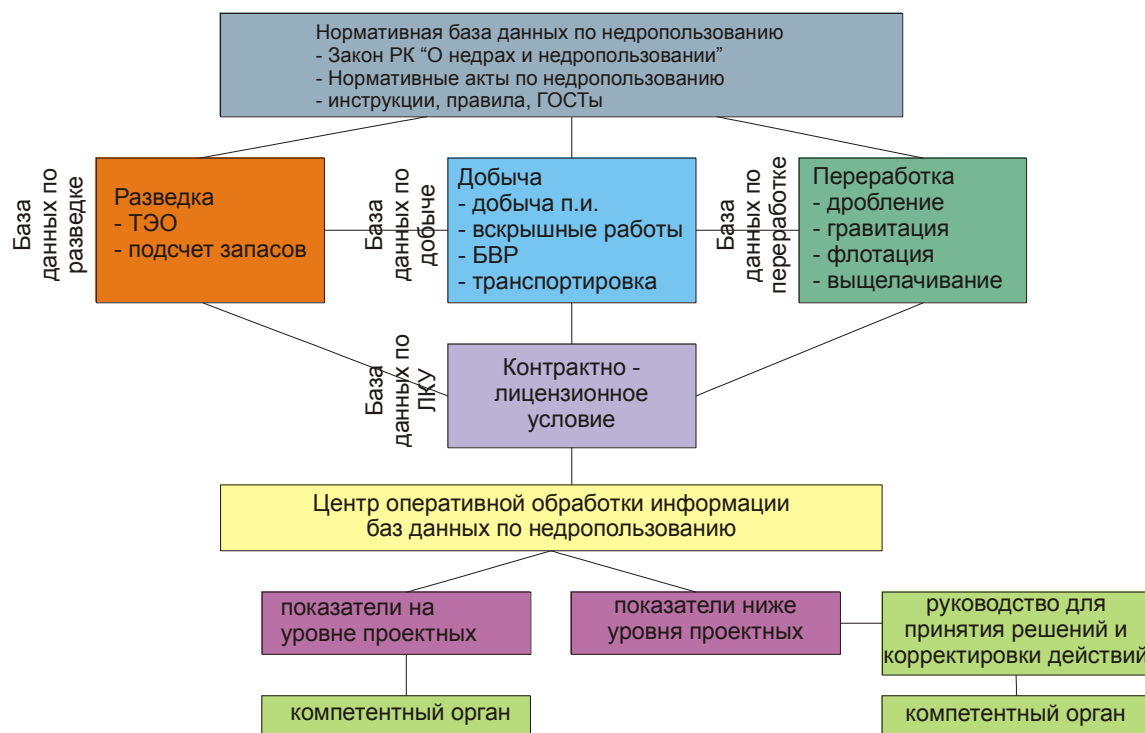


Рисунок 1 – Структура базы данных по недропользованию

– *Блок входной информации* содержит данные, которые составляют основную информацию о предприятии-недропользователе: таблицы ЛКУ, отчет о внутреннем аудите, ежедневные технико-экономические показатели горного предприятия отдельно и нарастающим итогом;

– *Нормативно-правовую базу по недропользованию*, содержащую нормативную, правовую, контрактную документацию по недропользованию: Закон Республики Казахстан «О недрах и недропользовании», нормативные акты по недропользованию, контрактные документы, решения компетентного и уполномоченного органов касательно контрактно-лицензионных условий;

– *Рабочую программу* с основными нормативными технико-экономическими показателями по статистической форме №1-ЛКУ;

– *Выходные данные*. Блок содержит результаты сравнения основных технико-экономических показателей мониторинга контрактно-лицензионной деятельности.

В таблице 1 приведена информация по каждому блоку базы данных по недропользованию системы корпоративного управления предприятиями недропользования, его назначение и составляющие таблицы.

Таблица 1 – База данных по недропользованию системы корпоративного управления предприятиями недропользования

Наименование	Назначение	Составляющие таблицы
Блок входной информации	Организация и хранение входной информации	Текущая сводная таблица ЛКУ, сводная таблица ЛКУ с момента заключения договора, годовая таблица ЛКУ, отчет о внутреннем аудите, ежедневные технико-экономические показатели горного предприятия отдельно и нарастающим итогом
Нормативно-правовая база по недропользованию	Организация и хранение информации по нормативно-правовой базе по недропользованию.	Закон Республики Казахстан «О недрах и недропользовании»; нормативные акты по недропользованию; контрактные документы по недропользованию; решения компетентного и уполномоченного органов касательно контрактно-лицензионных условий.
Рабочая программа	Организация и хранение показателей разрешительной документации.	Рабочая программа с основными нормативными технико-экономическими показателями по статистической форме №1-ЛКУ
Выходные данные	Организация и хранение выходных данных	Результаты сравнения основных технико-экономических показателей мониторинга контрактно-лицензионной деятельности, решение по рассматриваемому проекту.

База данных по охране окружающей среды системы корпоративного управления предприятиями недропользования включает следующие основные составляющие элементы:

– *Блок входной информации* содержит данные о природоохранной деятельности предприятия-недропользователя: ежемесячную информацию по охране окружающей среды, результаты ежеквартального мониторинга состояния природных компонентов окружающей среды, план мероприятий по охране окружающей среды, а также планы горных работ на текущий период;

– *Нормативно-правовую базу*, содержащую нормативную и правовую документацию по недропользованию и охране окружающей среды: Закон Республики Казахстан «О недрах и недропользовании», Экологический кодекс РК, нормативные акты по охране окружающей среды и по недропользованию, инструкции, правила, ГОСТы;

– *Разрешения на эмиссии* – установленные лимиты загрязняющих веществ на выбросы в атмосферу, сбросы в водную среду и размещение отходов производства;

– *Выходные данные*. Блок содержит результаты сравнения фактических выбросов в атмосферу по каждому виду газа, фактических жидких и твердых сбросов в водную среду вредных веществ горным предприятием по каждому виду загрязняющего вещества, удельных выбросов вредных веществ от каждой тонны добываемой горной массы из карьера по рассматриваемому проекту.

В таблице 2 приведена информация по каждому блоку базы данных по охране окружающей среды системы корпоративного управления предприятиями недропользования, его назначение и составляющие таблицы.

Таблица 2 – База данных по охране окружающей среды системы корпоративного управления предприятиями недропользования

Наименование	Назначение	Составляющие таблицы
Блок входной информации	Организация и хранение входной информации	Планы горных работ на текущий период (в том числе объемы горно-транспортных работ, информация по горно-транспортному оборудованию, объемы взрывных работ, водоотлив и др); ежемесячная информация по охране окружающей среды; результаты ежеквартального мониторинга состояния природных компонентов окружающей среды; план мероприятий по охране окружающей среды.
Нормативная база	Организация и хранение нормативных документов по охране окружающей среды.	Закон РК «О недрах и недропользовании»; Экологический кодекс РК; нормативные акты по охране окружающей среды и по недропользованию; инструкции; правила; ГОСТы.
Разрешения на эмиссии	Организация и хранение показателей разрешительной документации.	Установленные лимиты загрязняющих веществ на выбросы в атмосферу, сбросы в водную среду и размещение отходов производства
Выходные данные	Организация и хранение выходных данных	Результаты сравнения фактических выбросов в атмосферу по каждому виду газа, фактических жидких и твердых сбросов в водную среду вредных веществ горным предприятием по каждому виду загрязняющего вещества, удельных выбросов вредных веществ от каждой тонны добываемой горной массы из карьера по рассматриваемому проекту.

Частично выходные данные базы данных по недропользованию являются входной информацией для подсистемы охраны окружающей среды. В совокупности

взаимодействие двух подсистем позволяет осуществлять эффективное корпоративное управление предприятиями недропользования.

Базы данных системы корпоративного управления предприятиями недропользования на открытых разработках реализованы в системе управления базами данных (СУБД) MS Access. СУБД Microsoft Access является одной из самых распространенных настольных СУБД. Это связано с тем, что Microsoft Access обладает очень широким диапазоном средств для ввода, анализа и представления данных. Эти средства являются не только простыми и удобными, но и высокопродуктивными, что обеспечивает высокую скорость разработки приложений.

Изначально Access имела ряд уникальных возможностей, таких как умение сводить воедино информацию из самых разных источников (электронных таблиц, текстовых файлов, других баз данных), представление данных в удобном для пользователя виде с помощью таблиц, диаграмм, отчетов, интеграция с другими компонентами Microsoft Office. Совершенствуясь от версии к версии, Access стала инструментом, который может удовлетворить потребности самых разных категорий пользователей: от новичка, которому нравится дружественный интерфейс системы, позволяющий ему справиться с задачами, до профессионального разработчика, который имеет весь необходимый инструментарий для построения уникального решения для конкретного предприятия среднего бизнеса.

Данная СУБД хорошо работает с текстовыми файлами, с электронными таблицами и базами данных многих форматов, обеспечивает надежное сохранение, целостность данных и удобное соединение с базой.

Таким образом, разработаны основные принципы и информационно-методическое обеспечение системы корпоративного управления предприятиями недропользования на открытых разработках. Разработанные базы данных по недропользованию и охране окружающей среды системы корпоративного управления предприятиями недропользования позволяют обеспечить надежное хранение, целостность данных и удобное соединение с базой.

Основная практическая значимость полученных результатов заключается в управлении и корректировке информации в реально действующих производственных системах, а также том, что в дальнейшем будет создано автоматизированное рабочее место для оперативного управления информацией в недропользовании, ее обработки и принятия решения с быстротой, что позволяет упреждать отрицательные явления в деятельности предприятия.

В будущем на основе результатов исследований могут быть созданы практические условия для детального, объективного и оперативного обоснования многих норм недропользования (нормы расхода энергоносителей, вложения средств в поддержание инфраструктуры, выбросов вредных веществ в атмосферу, нормы безопасности горно-транспортных работ и т.д.).

Источники

- 1 Бояндинова А.А. Научно-методическое обеспечение устойчивого функционирования геотехнологических систем на открытых разработках: дисс. ... докт. техн. наук. – Алматы, 2010. – 269 с.
- 2 Жусупов К.К. Технология корпоративного управления геотехнологическим комплексом на открытых разработках: дисс. ... докт. техн. наук. – Алматы, 2007. – 281 с.
- 3 Галиев С.Ж., Жусупов К.К., Татишев Е.Н., Бояндинова А.А., Шабельников Е.А., Бектуреев А.С. Автоматизированное корпоративное управление геотехнологическими комплексами на открытых разработках // Монография. – Алматы. - 2007. – 237с.
- 4 Галиев С.Ж., Бояндинова А.А., Адилханова Ж.А. Современные решения проблем горной системологии Труды НЦ КПМС РК. – Алматы, 2013. – С. 169-182.

Принципы создания программного обеспечения сложных динамических систем в САПР глубоких карьеров

Букейханов Д.Г., Дороненко С.Ф., Куандыков А.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А.Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

В докладе изложены принципы создания программного обеспечения больших и сложных динамических информационных систем на основе объектно-ориентированной методологии, необходимых и достаточных для обеспечения успешного сопровождения процессов создания систем автоматизированного проектирования.

Ключевые слова: программное обеспечение, САПР, карьер.

Во второй половине XX-века получили интенсивное развитие математические методы в области кибернетики, методов исследования операций, вычислительной техники и на этой базе оптимизационные экономико-математические методы линейного, целочисленного, стохастического, сепарабельного, квадратичного и динамического программирования, а также градиентные метод и т.п. Разработанные методы внесли огромный вклад в теорию и практику математического моделирования и алгоритмизацию вычислительных процессов. Вместе с тем, на смену индустриального этапа развития человеческого общества постепенно приходит и новый, более совершенный этап его развития – информационный этап. Информатизация общества представляет собой процесс создания, развития и всеобщего применения в жизни человечества информационных технологий, способов и средств, обеспечивающих достижение и поддержание высокого уровня существования и кардинального улучшения производительности и качества его труда. Информатизация занимает ключевые направления в стратегическом ресурсе общества, в том числе в науке, экономике, культуре, медицине и образовании. Вместе с развитием информатики в последние десятилетия сформировалась и развивается ветвь информатики в области наук о Земле - геоинформатика, которая изучает законы, закономерности и процессы, происходящие в недрах и на поверхности Земли; природные и искусственные технические и социально-экономические геосистемы, отношения в них и между ними в объектах недропользования; описывает, регистрирует, идентифицирует, систематизирует, анализирует, исследует, преобразует, моделирует, оптимизирует данные и системные знания, относящиеся к различным классам, объектам и процессам геосистем, техники и технологии математического моделирования и программирования. В промышленности и в т.ч. в области недропользовании становление и развитие информатики вызвало соответствующее развитие методологии системотехники и методов автоматизированного проектирования (САД, САПР), управления (АСУП, АСУТП), геоинформационных графических систем (ГИС) и технологий (ИТ, АИС), баз данных и СУБД, а также создание целого ряда интегрированных горно-геологических систем, таких как Datamine (NPV Scheduler, Studio), Lynx, MineScape, Gemcom, Surpac, Geostat, GDM, Micromine, Galena, Vulcan, MineSight, Ventsim, VnetPS, Runge Mining, Geoblock и других.

Строго говоря, эти разработки, как и методы исследования операций, не могут обеспечить возможность создания полнофункциональных систем автоматизированного проектирования объектов в недропользовании и в т.ч. рудных карьеров из-за их ограниченной функциональности, когда общие решения по системе в целом принимаются без учета таких важных подсистем как грузопотоки, транспорт, буровзрывные работы и т.д. Кроме того, в этих разработках при увеличении числа переменных сверх определенного порогового значения наблюдается резкое усложнение

всей системы, что не позволяло создать программный код, а, следовательно, и программное обеспечение системы. Вместе с тем из-за того, что не оправдались попытки получения рациональных результатов, когда после декомпозиции сложной системы на ее отдельные подсистемы, агрегаты и комплексы с последующим решением локальных задач, путь даже оптимальным образом по каждой из выделенных задач (единиц целостности) при последующем «склеивании» полученных локальных решений в единое целое без достаточного учета взаимосвязи, взаимовлияния и взаимобусловленности отдельных компонент системы как между собой, так и с компонентами внешней среды не приводят к хорошим решениям в целом по системе [1-8].

Вместе с тем, в последнее время происходит рост сложности систем проектируемых комплексов, что выражается в увеличении как числа формируемых характеристик продукции, так и числа нормируемых свойств самих технологических операций, характеризующих устойчивость, производительность, ресурсоемкость и эффективность, а также степень технической, экологической и пожарной безопасности и т. д. [5-8].

Для решения проблемы сложных и динамических систем возникла острая необходимость создания научных принципов и современных конкурентоспособных технологий разработки программно-функциональных комплексов сложных динамических систем и их документации и в т.ч. в сфере недропользования и комплексного использования минерального сырья обеспечивающих мировой уровень автоматизированного производства программного обеспечения.

Анализ зарубежного опыта известных зарубежных информационных технологий оптимизации деятельности сложных предприятий показал, что наибольшее распространение имеет методологии моделирования технической зрелости (capability maturity model – CMM, 1995). Она предусматривает анкетирование, верификацию и аттестацию наблюдаемых процессов по пяти уровням моделей CMM, что требует больших временных и денежных затрат. Кроме CMM, особый интерес представляет серия стандартов качества ISO 9000, которые являются универсальными и несут общий характер по отношению к процессам производства продукции и управления ее качеством. Поэтому эти стандарты применимы для любой отрасли и любых видов бизнеса, включая разработку программного обеспечения. В их основу положено представление о том, что, если процесс организован надлежащим образом, то и результаты процесса (товар или услуги) также будут обладать надлежащим качеством. Кроме этих систем в мире существует много других способов и подходов к планированию процессов создания информационных систем. К ним можно отнести такие подходы, как SWOT, VCM, BPR, ISA и др. Все они, вместе взятые, предусматривают изучение конкретного бизнес-процесса в действующих организациях с целью определения их стратегий в долгосрочной перспективе с последующим назначением приоритетов при решении различных проблем, которые могут быть разрешены с помощью информационных технологий. Однако они не предназначены для моделирования и разработки программного обеспечения сложных динамических систем, в том числе применяемых в области недропользования. Здесь, следует также отметить, что параллельно с совершенствованием теории вычислительных систем и моделирования были созданы и были усовершенствованы языки программирования, в том числе объектно-ориентированные, такие как Simula, Smalltalk, Java, Lisp, Visual Basic, C++, Objective-C, Object-COBOL, Eiffel, CLOSS и т.п. В конце 90-х годов за рубежом появились фундаментальные теоретические и прикладные работы, посвященные созданию программно-функциональных комплексов сложных динамических систем [10].

На рубеже XX-го XXI веков в США и ряде других развитых странах множеством ученых и их коллективов разрабатывалась объектно – ориентированная методология

анализа, проектирования и разработки программного обеспечения сложных динамических систем. В 1997 году Группа управления объектами США (Object Management Group, OMG) приняла методологию UML (основные разработчики - Гради Буч, Джеймс Рамбо и Айвар Якобсон) как стандартный язык удовлетворяющий промышленным стандартам США [1-9]. Методология включает Унифицированный язык графического моделирования (Unified Modeling Language, UML), Кроме того, авторами создан Унифицированный процесс разработки программного обеспечения сложных систем (Unified Process, UP) и коммерческая его версия (Rational Unified Process, RUP), которые позволяют создать целостную большую и сложную динамическую систему в виде комплекса взаимосвязанных моделей и разработку на этой основе реальных программных продуктов системы. Язык UML объединил лучшие современные технические приемы разработки программных средств больших и сложных динамических систем. Он предусматривает установление основных требований к системе на базе его трех основных положений: строительно-блочных блоков языка, правил, устанавливающих сочетания строительных блоков и общих для языка механизмов, посредством которых компоненты системы могут сотрудничать друг с другом и осуществлять свое поведение, соответствующее требованиям системы.

Методология UML нашла широкое применение за рубежом и в последние десятилетия успешно используется в ведущих научных и производственных объединениях, корпорациях и компаниях всего мира, выполняющих исследования в области разработки компьютерных технологий сложных динамических систем. Эту методологию уже применяют многие (более тысячи) компании в различных прикладных областях, в больших и малых проектах, что доказывает ее универсальность и широкую применимость.

Назовем лишь несколько отраслей и компаний, в которых применяется методология UML- это телекоммуникация (Ericsson, Alcatel, MCI); транспорт, авиационно-космическая отрасль, оборонная промышленность (Lockheed-Martin, British Aerospace); промышленность (Xerox, Volvo, Intel); финансы (Visa, Merrill Lynch, Schwab); интеграторы систем (Ernst & Young, Oracle, Deloitte & Touche. Что касается сферы недропользования, то здесь методология UML еще не нашла применения, хотя необходимость этого не вызывает сомнений [7-9].

Создание программного обеспечения сложной динамической системы формируется путем построения диаграмм и процессов жизненного цикла (lifecycle) разработки программного обеспечения, которые представляет собой упорядоченный набор видов деятельности, осуществляемый и управляемый в рамках точно определенной хронологической последовательности действий. Он предусматривает: управление вариантами использования (use case driven), выполнения процессов сконцентрированных на качестве архитектуры системы (architecturt cntnric) и использования итеративно – инкрементного (iterative incremental) пошагового процесса разработки программного обеспечения. Жизненный цикл обеспечивает разработку хорошо структурированной объектно-ориентированной архитектуры программной системы, что позволяет организовать и планировать итеративно - инкрементный цикл технологии разработки программного продукта системы в виде последовательной серии итераций с формированием на каждой итерации базовых версий системы. При этом обеспечивается выявление технических рисков преимущественно на ранних фазах, предусматриваются их анализ и смягчение в процессе разработки программного продукта системы. Технология разработки программного обеспечения системы развивается в соответствии с жизненным циклом по двум измерениям: динамической - по горизонтальной оси времени жизненного цикла создания программного продукта. При этом системы делится на четыре фазы разделенные контрольными (вехами) точками, которые описывают динамическую структуру процесса: «Исследование», «Конструирование», «Построение» и «Внедрение» [7, 11-15] (Рисунок 1).

Здесь планируется и осуществляется целенаправленный итеративно-инкрементный процесс и его контроль через прохождение потока каждой фазы и конкретных контрольных вех.

По вертикальной оси компоненты процесса делятся на шесть основных технологических потока описывающих статическую структуру (архитектуру) процесса, которые включают: «Моделирование производства», «Требования»; «Анализ и проектирование»; «Реализацию»; «Тестирование» и «Развертывание» и три вспомогательных операций поддержки: Управление конфигурацией и изменениями, Управление проектом и Управление средой.

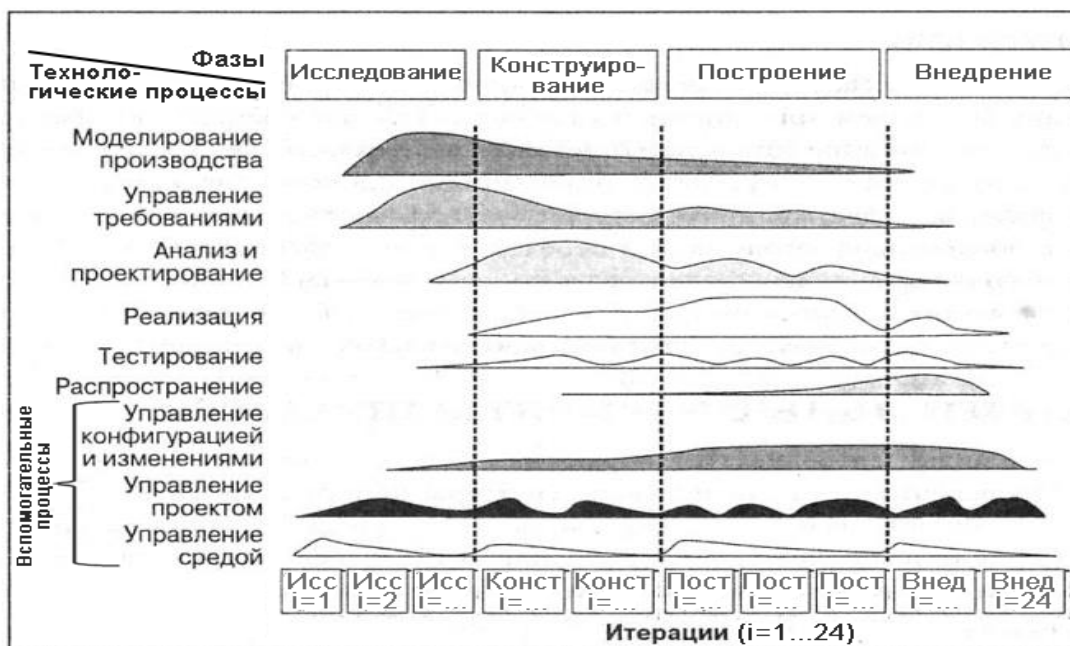


Рисунок 1 – Жизненный цикл создания программного продукта сложной динамической системы

При этом измерение компонентов потоков технологических процессов (дисциплин) состоят из следующих действий:

- моделирование производства (деловое бизнес-моделирование, что подразумевает разработку модели предметной области, которая является визуальным представлением наиболее важных сущностей из предметной области и их взаимосвязей для определения и осуществления желаемых свойств системы и потребностей пользователей;
- требования служат для описания концепции системы, функциональных и нефункциональных ограничений. В рамках этого потока создается модель прецедентов (Use-Case Model) и дополнительная спецификация (Supplementary Specification);
- анализ и проектирование предусматривает уточнение структурирования и реализации требований в архитектуре разрабатываемой системы; поток анализа направлен на создание аналитической модели, отражающей функциональность системы, т. е. то, что должна делать система, а поток проектирование определять в полном объеме, как будет система реализовывать эту функциональность;
- реализация процесс, направленный на определение структуры кода, реализацию классов и объектов через компоненты, блочное тестирование разработанных компонентов и интеграции результатов отдельных конструкторов или команд в исполняемую систему;
- тестирование осуществляется для проверки работоспособности системы;

– развертывание для поставки системы и обучение пользователей заказчика и иных пользователей.

В данной работе внимание концентрируется на первых трех рабочих технологических потоках и их артефактах.

Фаза «Исследование». Этап «Исследование» посвящен созданию представления о программном продукте (vision), разработке плана выполнения работ и подготовке прототипа программы.

В фазе основное внимание обращено на:

– осмысление и определение требований к предлагаемой разработке, оценку их практической и экономической значимости; анализ ситуации и спрос на аналогичную продукцию на рынках и технологий её производства, видение системы, финансовых оценки данного проекта, параметров и технико-экономических показателей;

– предпроектную проработанность вопросов данного производства (выполненные геологоразведочных работ и полнота их по всем регламентированным стадиям работ в соответствии с требованиями действующего законодательства и мировой практики);

– наличие выполненных предпроектных и проектных исследований и работ, ТЭС, ТЭР, ТЭО - кондиций, инвестиций и промышленной разработки, их анализ и выводы;

– регламент и техническое задание на проектирование системы, и их корректность, а также наличие и качество исходных данных для выполнения данного проекта.

В фазе «Исследование» определяются и описываются:

– обоснование цели и подцелей жизненного цикла проекта, формирование контрольных точек итерационно-инкрементного процесса. При этом некоторые цели могут быть ориентированных на производство определенных артефактов.

– задачи системы, функциональные и нефункциональные требования и ограничения, устанавливаются имена всех прецедентов, подготавливаются словарь терминов, глоссарий, а также модель предметной области проекта;

– модели данных, прецедентов, проектирования и реализации;

– исходный план выполнения проекта, обоснование технических и (или) концептуальных прототипов для проверки правильности технологических решений и технико-экономических требований;

– проверка технических параметров и технико-экономических показателей определяющих стоимость и эффективности проекта, а также сроков выполнения проекта;

– выявление опасных рисков и разработка плана итераций с формированием базовых версий системы.

Так как, каждая контрольная точка (веха) перехода от одной фазы в другую и (или) от одной итерации в другую устанавливается на основе достижения определенных целей, которые должны быть выполнены. В частности, некоторые цели могут состоять в производстве определенных артефактов. Таким образом, контрольная точка фазы цели жизненного цикла и поставляемые артефакты описывающие основные требования: системы ограничений, исходная модель прецедентов, глоссарий проекта, план итераций, план приемки-сдачи, одноразовые прототипы, список рисков и описание исходной архитектуры.

Фаза «Конструирование». Основная цель фазы Развитие - создание исполняемой базовой версии архитектуры. Это реальная исполняемая система, построенная соответственно с заданной архитектуры. При этом базовая версия архитектуры будет дополняться по мере развития проекта и развиваться в окончательную поставляемую систему в последующих фазах «Построение» и «Внедрение». Поскольку следующие

фазы основываются на результатах, фазы «Конструирование», можно сказать, что фаза - решающая фаза жизненного цикла проекта.

Основные цели фазы можно описать следующим образом:

- создать стабильную архитектуру и стабильные требования;
- описать сценарии поддержки продукции, обеспечить обоснование и сопровождение хорошо разработанными прототипами и принять меры по снижению архитектурных рисков;
- разработать качественный и подробный план этапа Построение, а также реалистичный план итераций;
- обеспечить комфортную среду и благоприятную инфраструктуру для разработки продукции;
- сформулировать предложения включающие рациональное использование времени, ресурсов, оборудования, штата и стоимости работ;
- определить атрибуты качества (скорости выявления дефектов, приемлемые плотности дефектов и т. д.);
- выполнить и дополнить документацию по проекту с корректировкой их по донным проведенных работ и экспериментов;
- уточнить и внести коррективы в технико-экономическое обоснование проекта; статическую и динамическую модели, а также в модель прецедентов;

Фаза построение. Фаза «Построение» является завершающей в отношении определения требований, анализа и проектирования. В этой фазе получает развитие базовая версия архитектуры, целостность которой следует поддерживать, что может существенно отразиться на снижении качественных характеристик разрабатываемой программной системы. Основное внимание в этой фазе уделяется рабочему потоку реализации. При этом в потоке управления требованиями выявляются неучтенные требования, анализа завершаются работы над аналитической моделью, а в рабочем потоке проектирование завершаются работы над моделью проектируемой системы и тест моделью. В рабочих потоках реализация и тестирование завершаются работы по базовой функциональности. К этому времени, по существу, для прохождения контрольной точки готово программное обеспечение системы для бета-тестирования пользователем. К основным артефактам относится разработанный программный продукт и описание выпускаемой версии, руководство для пользователя, UML модель и тесты.

Итеративно-инкрементный подход состоит в том, что проект разбивается на несколько последовательных итерационных мини каскадных частей, каждая из которых представляет собой полный мини каскадный цикл. При этом каждая итерация имеет свою конкретную цель и создает базовую версию системы которая используется для внутреннего (или внешнего) анализа и рассмотрения наборов утвержденных артефактов, сгенерированных на данной итерации. Каждая базовая версия:

- представляет базу для дальнейшего рассмотрения и разработки;
- может изменяться только через формальные процедуры управления конфигурацией и изменениями [7-10].

Процесс продолжается до тех пор, пока не будет создана окончательная и полная версия системы. Разница между двумя смежными версиями получаемых при итерационном процессе называется итеративным инкрементом. Широкое распространение на практике получил итеративно-пошаговый подход, когда итеративный (iterative) процесс включает управление потоком исполняемых версий системы, а пошаговый (incremental) процесс непрерывную интеграцию системной архитектуры в целях выпуска версий, когда каждая последующая усовершенствована по сравнению с предыдущей. Процесс, являющийся итеративным и пошаговым, называется процессом с управляемым риском (risk-driven) [5,6], поскольку при выпуске

каждой новой версии (релиза) серьезное внимание уделяется выявлению факторов, представляющих наибольший риск для проекта в целом, и сведение их к минимуму.

Хотя в каждой итерации могут присутствовать все рабочие потоки жизненного цикла, в зависимости от местоположения итерации в жизненном цикле проекта внимание может быть акцентировано на каком-либо одном рабочем потоке. Кроме того допускается, что в рабочем потоке могут присутствовать и другие потоки как, например, планирование, всевозможные оценки и т.п.

При выполнении «Проектов промышленной разработки месторождений твердых полезных ископаемых (ППР) план итерации может иметь вид:

1-я итерация: Разработка и уточнение математической модели месторождения и карьера;

2-я итерация: Построение альтернативных вариантов границ карьерного поля с учетом решений принятых на предпроектных стадиях;

3-я итерация: Определение значения граничного коэффициента вскрыши.

4-я итерация: Выделение участков (районирование) прибортовых массивов горных пород по фактору их устойчивости с дифференциацией по секторам, этапам, и в целом по карьерному полю.

5-я итерация: Выбор устойчивых конструкций временно нерабочих и граничных бортов карьерного поля;

6-я итерация: Выбор формы и размеров целиков в карьерном поле при его поэтапной разработке. Параметры и показатели конструкции временно нерабочих бортов ограничивающих целики со стороны выработанного пространства. Характеристики и параметры формирования ВНБ, определение времени их существования и порядка переноса (частичного или полного). Ликвидации временно нерабочих бортов карьера в соответствии с режимом горных работ;

7-я итерация: Анализ фронта горных работ, выбор расположения рабочих блоков в панелях, ориентации экскаваторных заходов относительно положения фронта горных работ уступов и расчет альтернативных вариантов производительности карьера по полезному ископаемому и вскрышным породам в соответствии с техническим заданием (ТЗ) и регламентом на его проектирование с учетом данных предпроектных проработок (ТЭС, ТЭР, ТЭД, ТЭО кондиций, ТЭО – инвестиций и ТЭО разработки т.п.);

8-я итерация: Горно-геометрический анализ и предварительный выбор направления развития и режима горных работ и технологии производственных процессов;

9-я итерация: Выбор технологии и комплексной механизации горных работ;

10-я итерация: Выбор системы разработки и её параметров;

11-я итерация: Выбор технологии и комплексной механизации процессов и способов рыхления горных пород взрывом;

12-я итерация: Выбор технологии выемочно-погрузочных работ

13-я итерация: Выбор карьерных грузопотоков, системы вскрытия и подготовки рабочих горизонтов;

14-я итерация: Выбор способа и технологии отвалообразования; расчет устойчивых откосов уступов, конструкций бортов отвалов и несущей способности оснований отвалов. Выбор рациональных транспортных и схем иных коммуникаций на отвальных работах;

15-я итерация: Анализ динамики формирования и развития протяженности фронта горных работ в карьере по альтернативным вариантам и этапам разработки месторождения с выделением активных и пассивных участков фронта во времени и пространстве; Уточнение годовой производительности карьера по руде и вскрыше;

16-я итерация: Выбор рационального календарного плана горных работ, рекомендуемого и альтернативных вариантов промышленной разработки месторождения;

17-я итерация: Выбор технологии формирования качества продукции и отгрузки её потребителям;

18-я итерация: Горно-геометрический анализ с учетом альтернативных вариантов технологии разработки месторождения, систем разработки и системы и схем вскрытия и подготовки рабочих горизонтов и их процессов в соответствии с календарным планом горных работ;

19-я итерация: Определение главных параметров карьерного поля, режима горных работ и производительности карьера по руде и вскрыше, технико-экономических показателей и параметров разработки месторождения;

20-я итерация: Установление границ горного и земельного отводов, проектирование генплана и условий примыкания карьерных коммуникационных сетей к существующим сетям;

21-я итерация: Выбор и расчет системы осушения карьерного поля, энерго-, водо- и теплообеспечения промышленных и вспомогательных объектов, канализации и отвода промышленных и бытовых отходов;

22-я итерация: Группа мероприятий по обеспечению комфортных и безопасных условий труда, техники безопасности, пожаробезопасности разработка декларация промышленной безопасности;

23-я итерация: Предусматривает разработку раздела проекта «Охрана окружающей среды, ООС»

24-я итерация: Расчет эффективности вариантов разработки месторождения и выбор рекомендуемого варианта промышленной разработки месторождения;

При разработке программного обеспечения сложной динамической системы основная цель заключается в создании хорошо структурированной объектно-ориентированной архитектуры системы. Для этого необходимо организовать итеративно-инкрементный цикл технологии разработки в виде последовательной серии итераций, обеспечивающий выявление технических рисков и их смягчение в процессе разработки на каждой итерации. Спиральная модель - это база итеративно-иоступаельного процесса обеспечиваю-щая рациональную возможность описания с помощью методов и спиральной модели в рамках объектно-ориентированного подхода деятельность направленную на эффективную разработку программного обеспечения большой и сложной динамической системы автоматизированного проектирования глубоких карьеров. Анализ рисков (risk analysis) выявить источники потенциальных трудностей при реализации проекта, идентифицировать требования, как их основной источник, назначить приоритеты (prioritization) и представить возможность менеджерам управлять ими.

Требования могут быть источником рисков по разным причинам, которые можно представить по следующим категориям:

- технический риск (technical risk), что трудно реализовать;
- риск снижения производительности (performance risk), что говорит о возможном замедлении реакции системы;
- риск связанный с нарушением норм безопасности (security risk), что реализация требований приведет к нарушения техники безопасности;
- риск связанный с процессом разработки (development process risk), это означает, что для реализации требований необходим использовать не традиционные методы и способы производства;
- риск связанный с нарушением целостности баз данных (database integrity risk), означает, что могут оказаться бреши в защите информации;
- политический риск (political risk), что означает риски возможны по внешним причинам;
- юридический риск (legal risk) - требование может привести нарушениям действующего законодательства;

– риск связанный с изменчивостью (volatility risk), означает, что требование может потенциально изменяться или эволюционировать в течение процесса разработки.

Таким образом, следует отметить, что в настоящее время в нашей стране и за рубежом пока еще не решены проблемы создания систем автоматизированного проектирования и их программного обеспечения больших и сложных динамических систем, к которым относятся современные рудники, шахты и карьеры и т.п., хотя этот вопрос стоит на повестке дня уже более 70-80 лет. В этом направлении в мире работало более 350 фирм и объединений и множество коллективов передовых ученых и производителей работающих во всем мире в области информационных технологий. При этом только в конце XX века была создана многократно апробированная во многих зарубежных компаниях (Ericsson, Alcatel, MCI, Lockheed-Martin, British Aerospace Xerox, Volvo, Intel Visa, Merrill Lynch, Schwab, Ernst & Young, Oracle, Deloitte & Touche) и успешно функционирующих в различных областях транспорта, телекоммуникаций, в финансовой сфере, авиационно-космической отрасли, оборонной промышленности эффективная методология решения проблем больших и сложных динамических систем Unified Modeling Language, (UML) созданной коллективом ученых (Гради Буч, Джеймс Рамбо и Айвар Якобсона) в США. Эта методология 1997 году была принята в Группой управления объектами США (OMG Object Management Group) в качестве стандартной для решения проблем больших и сложных динамических систем. Это создало новые условия для создания систем автоматизированного проектирования как в геологии, так и в горном деле.

Источники

- 1 Крэг Ларман Применение UML и шаблонов проектирования (2-е издание). – Издательство: Вильямс, 2002. – 624 с.
- 2 Ian Graham. Object-Oriented Methods. Principles & Practice. – Addison-Wesley Publishing Company, 2004. – 880 p.
- 3 Grady Booch. Object – Oriented Analysis and Design With Applications. – Addison – Wesley Publishing Company, 1999. – 560 p.
- 4 Капутин Ю.Е. Горные компьютерные технологии и геостатистика. – СПб.: Недра, 2002. – 423 с.
- 5 Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров. – Москва: АГН, 2001. – Т1 519 с., Т2 424 с.
- 6 Ржевский В.В., Новожилов М.Г., Юматов Б.П. и др. Научные основы проектирования карьеров. – Москва: Недра, 1971. – 600 с.
- 7 Хохряков В.С. Проектирование карьеров. – М.: Недра, 1980. – 336 с.
- 8 Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. – М.: Недра, 1981. – 507 с.
- 9 Baikonurov O.A., Bukeikhanov. D.G., Sagynaliyev K.S., Syedin V.F. Determination of the optimal direction of mining works expansion in open-cut by the Volume simulation method // 15-th APCOM Symposium. – Brisbane, Australia, 1977. – C.415-424
- 10 Турдахунов М.М., Букуейханов Д.Г. Галиев С.Ж. Принципы создания системы автоматизированного проектирования железорудных карьеров с применением объектно-ориентированной методологии. // Горный журнал. – 2014, №6. – С. 83-89.
- 11 А.В. Леоненков. Сомоучитель UML 2. – СПб.: ВХН-Петербург, 2007. – 570 с.
- 12 Гради, Буч, Джеймс Рамбо, Айвар Якобсон. Язык UML. Руководство пользователя. – М.: ДМК Прогресс, 2007. – 496 с.
- 13 Ph Kruchten. The Rational Unified Process. An Introduction. – Addison-Wesley, 2000. – 300 p.
- 14 James Rumbaugh. and M. Blaha. UML2. Object - Oriented Modeling. And Design with UML. – Ptarsjn Education, 2005. – 544 p.

- 15 Walker Royce. Software Project Management. Boston. – Addison Wesley Publishing Company, 1998. – 424 p.
- 16 Grady Booch., James Rumbaugh, Ivar Jacobson. The Unified Modeling Language Reference manual. – Addison Wesley, 2006. – 736 p.
- 17 Barry W. Boehm. A Spiral Model of Software Development and enhancement // IEEE Computer. – May, 1988. – P. 61-72.
- 18 Bergström, S. and L.Råberg. Adopting the Rational Unified Process: success with the RUP. – Boston: Addison-Wesley, 2004. –200 p.
- 19 Naiburg, E. and R. A. Maksimchuck. UML for database design. - Boston: Addison-Wesley, 2001. - 300 p. teams: a RUP-centric approach. Boston, MA: Addison-Wesley, 2004. – 272 p.
- 20 Ambler, S.W. Agile modeling effective practices for extreme programming with UML. – Boston: Addison-Wesley, 2001. – 785 p.

Моделирование динамических процессов в системе автоматизированного проектирования глубоких железорудных карьеров

Букейханова С.С., Лысенко С.Б., Букейханов С.Д.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

В докладе рассматривается методология объектно-ориентированных информационных технологий для моделирования динамических процессов в системе автоматизированного проектирования глубоких железорудных карьеров.

Ключевые слова: моделирование, автоматизированное проектирование, карьер.

Широкое развитие методологии объектно-ориентированных информационных технологий в различных областях авиационно-космической и оборонной промышленности, телекоммуникаций, медицине и биологии создало условия для разработки эффективных систем автоматизированного проектирования больших и сложных систем в недропользовании. Методология объектно-ориентированного решения проблем сложных динамических систем позволит создать методы моделирования и программно-функциональные комплексы поисковых и поисково-оценочных работы в геологии, шахт, рудников и карьеров в горном деле, а также предприятий перерабатывающих минеральное сырье [1-4].

В данной работе делается первый шаг в этом направлении и, в частности, в направлении создания системы автоматизированного проектирования конечных границ глубоких железорудных карьеров, а в последующем в целом и САПР-карьеров и их программного обеспечения. Для этого необходимо определить предметную область системы, функции и структуры основных моделей, определить принципы и модели потоков: делового моделирования; управления требованиями; анализа и проектирования; реализации и тестирования динамике по фазам жизненного цикла создания программного обеспечения сложных систем. Разработать принципы создания динамического итеративно-инкрементного процесса с базовыми версиями при разработке системы; привести адаптацию и проверку работоспособности моделей математического моделирования глубокозалегающих железорудных месторождений. Создать модели выбора направления развития горных работ, систем и схем вскрытия карьерного поля, календарного планирования горных работ, основных процессов, системы выбора границ карьерных полей с учетом взаимодействия объектов системы. При этом необходимо построить процессы моделирования и реализации моделей в процессе их программирования и тестирования программных продуктов системы.

При разработке программного обеспечения сложной динамической системы основная цель заключается в создании хорошо структурированной объектно-ориентированной архитектуры системы. Для этого необходимо организовать итеративно-инкрементный цикл технологии разработки в виде последовательной серии итераций, обеспечивающий выявление технических рисков и их смягчение в процессе разработки на каждой итерации.

При создании итеративно-инкрементного процесса используются различные варианты подхода: унифицированного процесса, UP и рационального унифицированного процесса, RUP (rational unified process); архитектуры, управляемой моделями (mode – driven frchitecture – МДА); ускоренного процесса разработки; аспектно-ориентированной разработки программного обеспечения и спиральная модель (spiral model). В работе Leszeka A. Maciaszek Requirements Analysis and System Design рассмотрены известные, мирового уровня, технологии информационных систем, такие как Модель технологической зрелости (capability maturity mjdel – CCM 1995,

Стандарт ISO 9000, Библиотеки инфраструктуры информационных технологий (IT Infrastructure Library- ITIL, Стандарт COBIT,2000, а также подходы SWOT, VCM, BPR, ISA и др.. Они предусматривают изучение конкретного бизнес процесса в рассматриваемой функционирующей организации и целью выявления краткосрочных и долгосрочных перспектив с последующим назначением приоритетов решения различных проблем, которые могут быть разрешены с помощью информационных технологий. В целом следует отметить, что эти подходы отличаются большой длительностью подготовки, громоздкостью процессов принятия решений и непригодны эффективно разрабатывать модели и программное обеспечение больших и сложных динамических систем проектирования в недропользовании и не пригодны для создания систем автоматизированного проектирования больших и сложных динамических систем, к которым относятся современные глубокие железорудные карьеры.

На сегодняшний момент времени поставленные цели можно достигнуть только с использованием объектно-ориентированной методологии разработанной Гради Бучем, Джеймсом Рамбо и Айваром Якобсоном, которую рассмотрела и приняла Группа управления объектами OMG Object Management Group, OMG США язык Unified Modeling Language, UML в качестве методологии удовлетворяющей промышленным стандартам. Кроме того, следует отметить, разработанные Object Modeling Technique – OMT, Object Oriented Software Engineering – OOSE, Unified Process, UP) и (Rational Unified Process (RUP), а также автоматизированные технологии совместимые UML такие как средства Computer-Aided Software Engineering, CASE могут обеспечить успешную разработку данного проекта. UML как модель - это формальный и точный подход, который использует схематическое изображение диаграмм для подробного описания сложной динамической системы. Он позволяет разрабатывать модели отдельных модулей и моделировать в целом сложные динамические системы посредством разработанных с использованием UP (RUP) реальных системных программных продуктов и всего комплекса программного обеспечения создаваемой системы [7, 8].

Моделирование в UML предназначается для сбора идей, отношений, решений и требований в рамках четко определенной записи. При моделировании производства подразумевает разработку модели предметной области (domain model), которая является визуальным представлением наиболее важных сущностей из предметной области и их взаимосвязей для определения и осуществления желаемых свойств системы и потребностей пользователей. Язык графического моделирования предусматривает некоторую иерархию моделей, состоящую из четырех уровней: мета-модели (M3); метамоделей (M2); модели (M1) и моделей объектов и (или) экземпляров (MO), в структуре модельных представлений [7, 8]. Мета-модели (M3) образуют формально-логическую основу для всех возможных мета-модельных представлений на самом высоком уровне абстракции, является наиболее компактным его описанием и необходим для определения языка спецификаций метамоделей т.е- мета-модели (M3) - это есть описание языка на котором описана мета модель. Мета модель - это есть описание языка, на котором описываются модели и является экземпляром и (или) конкретизацией мета-модели на более конструктивном уровне и обладает более развитой семантикой базовых понятий (класс, атрибут, операция, компонент, ассоциация и др.). Модель, есть описание самой моделируемой предметной области и является экземпляром мета модели. Это уровень для описания информации о конкретной предметной области. Например, имена полей проектируемой базы данных. Такие как: имя и фамилия сотрудника, возраст, должность, адрес, телефон, При этом данные понятия используются лишь как имена соответствующих информационных атрибутов. Конкретизация понятий модели происходит на уровне объектов и (или) экземпляров. Описание семантики языка UML 2.0 предполагает рассмотрение базовых понятий только уровня мета модели (M2), который представляет собой пример или

частный случай метамодели. Метамодель является по своей сути скорее логической моделью, чем физической или моделью реализации, а логическая модель концентрирует внимание на декларативной или концептуальной семантике. Для преодоления структурных сложностей, которые включают в себя значительное число мета-классов, мета-ассоциаций и стереотипов язык UML предусматривает организованные специальным образом логически связанных подмножеств – пакетов [4-10].

Структурные модели (structured models) предназначены для описания статической структуры сущностей и (или) элементов некоторой системы, включая классы, интерфейсы, атрибуты и отношения, а модели поведения (behavioral models) для описания процесса функционирования элементов модели системы, их методы и взаимодействие между ними включая, изменения состояний отдельных элементов и системы в целом процессе их жизненного цикла.

Методология объектно-ориентированного подхода и язык графического моделирования обеспечивает разработчикам систем, возможность в зависимости от конкретных целей, выбрать диаграммы, которые передают нужную информацию при создании сложной системы по схеме представлений 4+1 (проектировочное представление, представление развертывания реализации и процессное представление) [4-6].

Проектировочное представление отражает классы, интерфейсы и паттерны, которые описывают предметную область задачи и способы построения программ для её решения. В этом представлении для передачи информации об архитектуре системы почти всегда используются диаграммы классов, объектов, деятельности составной структуры и диаграммы последовательности и не затрагиваются вопросы реализации или исполнения системы.

Изученность объектов разработки горного предприятия т.е. месторождения полезных ископаемых осуществляется путем опробования буровых скважин подготавливаемых для производства буровзрывных работ и геологоразведочных скважин в пределах карьерных в шахтных полей и их отдельных горизонтов, секторов, участков, панелей, блоков, экскаваторных заходов детализируются и уточняются условия залегания месторождения и производится подсчет балансовых и забалансовых запасов и некондиционных полезных ископаемых. Кроме того, производится комплексная оценка месторождения [2-4]. В этот период должны быть сформированы математические модели месторождения и математические модели развития карьера, выполнены и оценены с использованием моделирования и методов горно – геометрического анализа месторождения уточнены: альтернативные варианты границ карьерных полей; произведены расчеты по установлению параметров карьерных грузопотоков и горно-транспортных работ, а также будущее взаимодействие создаваемого предприятия с действующими системами в данном районе, регионе и зонах потребления продукции карьера.

Математическая модель месторождения - это формализованное описание формы, структуры и качественных характеристик месторождения и вмещающих пород в числовой или аналитической форме. Она служит: для автоматизированного подсчета объемов руды и вскрыши, дифференцированно по их качественным признакам в любых замкнутых контурах и объемных блоках (плоская либо объемная задача) месторождения и карьерного поля; для построения карьера и его промежуточных положений в карьерном поле с учетом их конструктивных особенностей; для выбора технологий и комплексной механизации основных и вспомогательных процессов горных работ; технологических процессов и установления направления развития, режима и календарных планов горных работ, а также для определения производительности карьера по горной массе, руде и вскрыше; для обоснования и выбора системы разработки и рациональных её параметров, системы вскрытия

карьерного поля и подготовки рабочих горизонтов, а также расчета технико-экономических показателей и эффективности строительства и эксплуатации спроектированного карьера.

Справочная информация для формирования математической модели месторождения включает:

Геологический отчет о детальных геологоразведочных работах по месторождению с подсчетом запасов по категориям А, В, С1 и С2, выполненных в соответствии с утвержденными постоянными кондициями и утвержденных соответствующими Протоколами ГКЗ;

Регламент на проектирование, Техническое задание (ТЗ), ТЭО кондиций, ТЭО промышленной разработки, а также основные данные, полученные в результате выполненных целевых научно-исследовательских работ, связанных с разработкой данного месторождения;

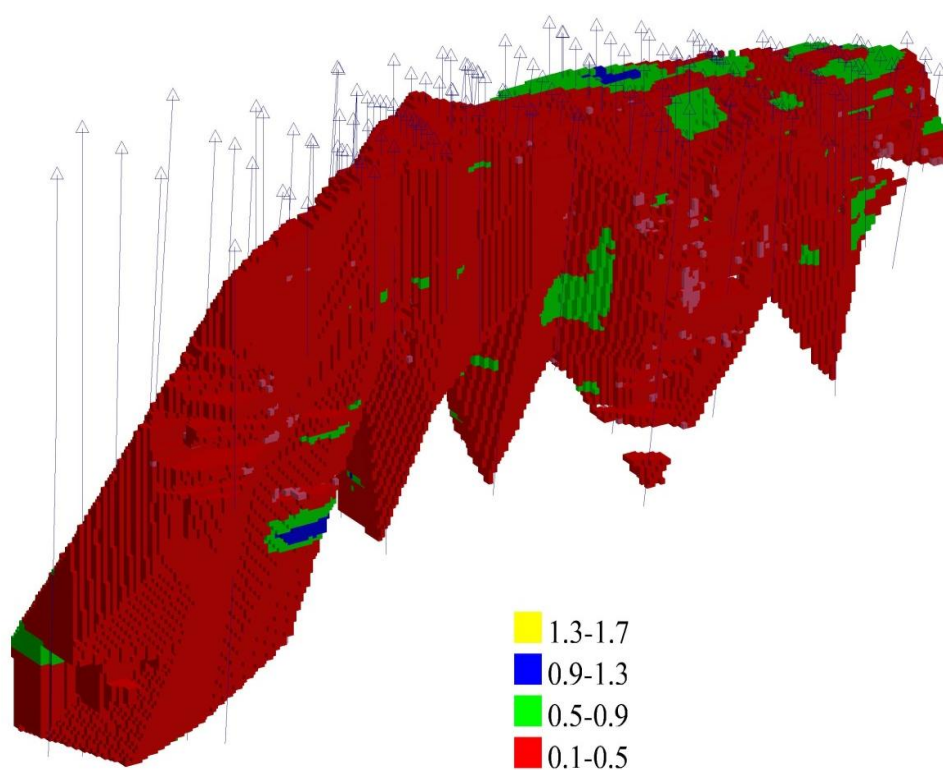


Рисунок 1 – Блочная модель рудного месторождения

Полная информация для формирования математической модели месторождения по системам Datamine (NPV Scheduler), Lynx Geosystems, MineSight, Gemcom, Suprac и т.п. и (или) модели разработчика САПР-карьера и в т.ч.:

- статистическая обработка данных и исследование проб (композирование приведением проб к одинаковой длине); анализ исследуемых величин посредством гистограмм и подбор закономерностей распределения случайных величин с учетом влияния и принятого решения по имеющимся «ураганным» пробам, на основе методов геостатистики и вариограмм.

- построение каркасных моделей и (или) блочных моделей месторождения и поверхности оценка каркаса и запасов полезного ископаемого месторождения, а также извлекаемых запасов [4].

Входная информация при создании математической модели месторождения состоит из числовых, текстовых и графических данных по:

- скважинам – координаты устьев скважин, данные инклинометрии, данные опробования, другие характеристики скважин (каротаж, выход керна, гидрогеология, литология, стратиграфия и т.д.);

- поверхностным выработкам (канавам, траншеям и т.п.);

Графические материалы в свою очередь включают:

- топографию поверхности месторождения.

- геологические планы и разрезы с нанесенными контурами рудных тел, зон, подсчетных блоков. Литологических и стратиграфических границ, тектонических нарушений и т.п.

- планы подземных горизонтов с нанесенными контурами стенок выработок и мест опробования.

- планы опробования поверхности с трассами траншей (каналов).

Систематизация порядка и последовательности изучения геолого-промышленных объектов. Проведенная систематизация порядка и последовательности изучения геолого-промышленных объектов представляет собой сложный и длительный процесс, в котором участвуют представители практически всех специализаций наук о земле, проектировщиков и производителей: геологов, горняков, обогатителей, экологов и экономистов. Степень изученности геолого-технических объектов, включает ранжированные в порядке повышения детальности, уменьшения риска и неопределенности, следующие шесть стадий: рекогносцировка, поисковые и оценочные работы, предварительная разведка, детальная разведка, проектирование горно добывающих и перерабатывающих предприятий, их строительство и эксплуатация. К совокупности пяти направлений изученности геолого-промышленных объектов предлагается отнести (в отличие от рамочной классификации Российской и ООН, где таких направлений три: геологическую, горно-техническую, технологическую, экологическую и технико-экономическую изученности, которые позволяют оценить экономическую эффективность производственно-хозяйственной деятельности горно-обогатительных объектов.

В мировой практике за многие десятилетия сложился вполне определенный порядок поиска, разведки, изучения и формирования сырьевой базы таких природно-технических систем, как горные, горно-обогатительные, и горно-металлургические комплексы различных отраслей промышленности. Степень изученности и готовности ресурсов/запасов твердых полезных ископаемых к эксплуатации на этих предприятиях может быть эффективно подготовлен на основе инструмента Рамочной классификации ООН, который построен на базе критериев рыночной экономики. Он обеспечивает совместимость существующих на международном и национальных уровнях терминов и определений по трем укрупненным характеристикам: степени геологической изученности; уровню экономической изученности и степени экономической эффективности. [2, 3]. Классифицированные ресурсы/запасы твердых полезных ископаемых РК ООН по стадиям геологической изученности в виде взаимосвязанных классов ресурсов/запасов, их экономической и технологической изученности и экономической эффективности приведены в таблице 1.

Степень изученности и готовности ресурсов/запасов твердых полезных ископаемых к эксплуатации может быть эффективно подготовлена на основе инструмента Рамочной классификации ООН, которая построена по трем укрупненным характеристикам степени геологической изученности; уровню экономической изученности и степени экономической эффективности. При этом месторождение – это скопление минерального вещества на поверхности или в недрах Земли, по количеству, качеству и условиям залегания пригодное для промышленного использования, а ресурсы – это природная концентрация в земной коре твердых (рудных) материалов в такой форме и количестве, которое обеспечивает текущее или экономическое (потенциальное) извлечение их в товарный продукт. При этом размещение, качество и

количество руды известно или оценено из достаточно достоверной геологической информации. Ресурсы могут быть подразделены на измеренные (measured), установленные (indicated) и предполагаемые (inferred).

Таблица 1 – Классифицированные запасы/ресурсы по РК ООН

№	Стадия геологической изученности	Класс запасов/ресурсов	Экономическая эффективность	Экономическая и технологическая изученность
1	Рекогносцировка	Прогнозные ресурсы	Неопределенные	Начальная оценка
2	Поиски	Предполагаемые ресурсы	Возможно экономические	Начальная оценка
3	Предварительная разведка	Исчисленные ресурсы	Возможно экономические	Предварительная оценка
		Предварительно оцененные ресурсы	Потенциально экономические (забалансовые)	Предварительная оценка
		Вероятно экономические запасы	Экономические (балансовые)	Предварительная оценка
4	Детальная разведка	Измеренные ресурсы	Возможно экономические	Начальная оценка
		Предварительно оцененные ресурсы	Потенциально экономические (забалансовые)	Предварительная оценка
		Детально оцененные ресурсы	Потенциально экономические (забалансовые)	Детальная оценка
		Вероятно экономические запасы	Экономические (балансовые)	Предварительная оценка
		Достоверно-экономические запасы	Экономические (балансовые)	Детальная оценка

Объектно-ориентированный подход (object-oriented approach) базируется на декомпозиции сложной системы на компоненты с различной степенью детализации, в основе которой лежат классы объектов. Класс (class) - это абстракция, описывающая множество объектов, имеющих общие атрибуты (attribute), операции (operation) и семантические ограничения. Классы представляют группу сущностей, обладающих общим состоянием и поведением, которые определяют основу любой информационной системы. Это своего рода абстрактное описание множества однородных объектов предметной области, имеющих общие характеристики, одинаковые атрибуты, операции и отношения с объектами других классов и служат для описания статической структуры модели сложной системы и типовых взаимосвязей между классами в виде диаграмм классов. Конкретный класс (concrete class) – это класс, на основе которого могут быть непосредственно созданы экземпляры или объекты. От этих классов следует отличать абстрактные классы. Абстрактный класс (abstract class) - класс, который не имеет экземпляров или объектов. В метамодели языка UML-2 различают два вида характеристик: структурные характеристики, которые применительно к классам называют свойствами или атрибутами, и характеристики поведения, которые применительно к классам называют операциями. Структурная характеристика

(structural feature) является типизированной характеристикой классификатора, которая специфицирует структуру его экземпляра.

Кроме всего сказанного в UML-2 существуют классы, определяющие объекты графического пользовательского интерфейса, которые называются классами представления границ или вида, классами управляющих программной логикой и обработкой событий, генерируемых пользователем, а также классы ответственные за связь с внешними источниками и классы ресурсов и классы-посредники. В терминологии UML класс является разновидностью классификатора. В общем случае статическая модель структуры достаточно сложной системы может быть представлена в виде нескольких диаграмм классов. Для этого диаграммы могут быть вложены в пакеты, которые соответствуют отдельным подсистемам. Это приводит к иерархическому представлению общей логической модели в форме вложенных диаграмм классов и пакетов. Диаграмма может включать интерфейсы, пакеты, отношения и даже отдельные экземпляры классификаторов, таких как объекты и связи. Класс (class) – элемент модели, который описывает множество объектов, имеющих одинаковые спецификации характеристик ограничений и семантики.

Диаграмма – это основная логическая модель системы, а её графическое представление осуществляется в виде набора элементов, изображенного в виде связанного графа вершин (сущностей) и путей (связей). Диаграммы рисуются для визуализации системы с различных точек зрения, поэтому отдельная диаграмма – это проекция системы. Атрибут – это содержательная характеристика класса, описывающая множество значений, которые могут принять отдельные объекты этого класса. Атрибут класса служит для представления отдельного свойства или признака, который является общим для всех объектов данного класса. Операция (operation) – это сервис, представляемый каждым экземпляром или объектом класса по требованию своих клиентов, в качестве последних могут выступать другие объекты, в том числе и экземпляры данного класса. Совокупность операций определяет функциональный аспект поведения всех объектов данного класса. Запись операций класса в UML стандартизирована и подчиняется определенным синтаксическим правилам. В контексте языке UML выделен специальный класс интерфейсов, у которого имеются операции, но отсутствуют атрибуты. Интерфейс (interface) – именованное множество операций, которые характеризуют поведение отдельного элемента модели. Интерфейсы на диаграмме служат для спецификации таких элементов модели, которые видимы извне, но их внутренняя структура остается скрытой от клиентов. На рисунке 2 приведена классификация основных канонических диаграмм языка UML 2.0.

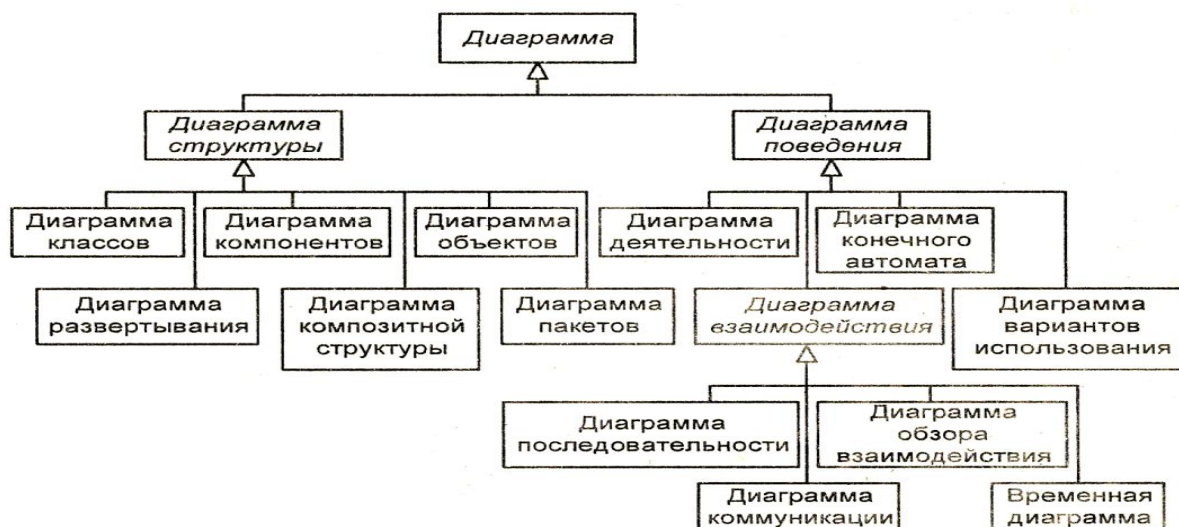


Рисунок 2 – Классификация канонических диаграмм языка UML 2.0

В языке UML совокупность допустимых типов отношений строго фиксирована и определяется самой семантикой этих отношений. Изображаемые на диаграммах классов базовые отношения включают: ассоциации (association relationship); обобщения (generalization relationship); агрегации (aggregation relationship) и композиции (composition relationship).

Диаграммы классов системы автоматизированного проектирования глубоких железорудных карьеров включают следующие основные диаграммы:

1. Диаграмму моделирования месторождений;
2. Диаграмму развития карьер;
3. Диаграмму выбора горно-геометрического анализа карьерного поля и альтернативных вариантов технологических схем разработки месторождения;
4. Диаграмму выбора альтернативных вариантов граничных контуров карьера;
5. Диаграмму выбора альтернативных вариантов технологии и комплексной механизации горных работ;
6. Диаграмму моделирования системы разработки и её параметров;
7. Диаграмму системы и наборов схем вскрытия и подготовки рабочих горизонтов;
8. Диаграмму основных и вспомогательных процессов горных работ;
9. Диаграмму моделирования процессов буровзрывных работ;
10. Диаграмму процессов выемочно-погрузочных работ;
11. Диаграмму грузопотоков и горно-транспортных работ;
12. Диаграмма внутреннего и внешнего отвалообразования и их устойчивых конструкций;
13. Диаграмму выбора направления развития и режима горных работ;
14. Диаграмму установления производительности и главных параметров карьера;
15. Диаграмму календарного планирования горных работ в карьере;
16. Диаграмму формирования и обустройства поверхностных зданий и сооружений, генплана и поверхностных коммуникаций;
17. Диаграмму определения технико-экономических показателей и эффективности разработки месторождения;

Целью автоматизированного проектирования карьеров является выявление оптимальных взаимосвязанных организационно технических решений по его строительству (реконструкции) и эксплуатации, реализация которых обеспечит максимальный эффект от разработки месторождения. [1-6]. Например, для разработки диаграммы вариантов использования выполняется некоторая последовательность действий:

- определение главных или первичных и второстепенных экторов;
- определение цели главных экторов по отношению к системе;
- формулирование основных варианты использования, которые специфицируют функциональные требования к системе;
- упорядочение вариантов использования по степени убывания риска их реализации;
- рассмотрение всех базовых вариантов использования в порядке убывания их степени риска;
- выделение участников, их интересов, предусловий и постусловий выполнения выбранного варианта использования;
- написание успешного сценария реализации выбранного варианта использования;
- определение исключений или неуспеха в выполнении сценария варианта использования;
- написание сценария для всех исключений;

- выделение общих вариантов использования и изображение их взаимосвязи с базовыми со стереотипом «include»;
- выделение вариантов использования для исключений и изображение их взаимосвязи с базовыми со стереотипом «extend»;
- проверка диаграммы на отсутствие дублирования вариантов использования и экторов.

Семантика построения диаграммы вариантов использования должна определяться следующими особенностями рассмотренных выше элементов модели. Отдельный экземпляр варианта использования по своему содержанию является выполнением последовательности действий, которая инициализируется посредством экземпляра сообщения от экземпляра актора. В качестве отклика или ответной реакции на сообщение актора выполняется последовательность действий, установленная для данного варианта использования. При этом акторы могут генерировать новые сообщения для инициирования вариантов использования.

Реализация варианта использования зависит от типа элемента модели, в котором он определен. Например, варианты использования моделируемой программной системы могут быть реализованы посредством операций классов модели. Применительно к деловым или производственным бизнес-системам варианты использования могут реализовываться сотрудниками этой системы. Во всех случаях элементы системы должны взаимодействовать друг с другом для совместного обеспечения требуемого поведения и выполнения вариантов использования.

Визуальное моделирование с использованием нотации UML можно представить как процесс поуровневого спуска от наиболее общей и абстрактной концептуальной модели исходной бизнес-системы к логической, а затем и к физической модели соответствующей программной системы. Для достижения этих целей вначале строится модель в форме так называемой диаграммы вариантов использования (use case diagram), которая описывает функциональное назначение системы или, другими словами, то, что бизнес-система должна делать в процессе своего функционирования.

Диаграмма вариантов использования (use case diagram) — диаграмма, на которой изображаются отношения между актерами и вариантами использования.

Диаграмма вариантов использования — это исходное концептуальное представление или концептуальная модель системы в процессе ее проектирования и разработки. Создание диаграммы вариантов использования имеет следующие цели:

- Определить общие границы и контекст моделируемой предметной области на начальных этапах проектирования системы.
- Сформулировать общие требования к функциональному поведению проектируемой системы.
- Разработать исходную концептуальную модель системы для ее последующей детализации в форме логических и физических моделей.
- Подготовить исходную документацию для взаимодействия разработчиков системы с ее заказчиками и пользователями.

В самом общем случае, диаграмма вариантов использования представляет собой граф специального вида, который является графической нотацией для представления конкретных вариантов использования, актеров и отношений между этими элементами. Базовыми элементами диаграммы вариантов использования являются вариант использования и актор.

Вариант использования (use case) - внешняя спецификация последовательности действий, которые система или другая сущность могут выполнять в процессе взаимодействия с актерами.

Вариант использования представляет собой спецификацию общих особенностей поведения или функционирования моделируемой системы без рассмотрения внутренней структуры этой системы. Несмотря на то, что каждый вариант

использования определяет последовательность действий, которые должны быть выполнены проектируемой системой при взаимодействии ее с соответствующим эктором, сами эти действия изображаются на рассматриваемой диаграмме.

Содержание варианта использования может быть представлено в форме дополнительного пояснительного текста, который раскрывает смысл или семантику действий при выполнении данного варианта использования. Такой пояснительный текст получил название текста-сценария или просто сценария. Далее в этой главе рассматривается один из шаблонов, который может быть рекомендован для написания сценариев вариантов использования.

Эктор (actor) - согласованное множество ролей, которые играют внешние сущности по отношению к вариантам использования при взаимодействии с ними.

Экторы используются для моделирования внешних по отношению к проектируемой системе сущностей, которые взаимодействуют с системой.

Поскольку в общем случае актер всегда находится вне системы, его внутренняя структура никак не определяется. Для актера имеет значение только его внешнее представление, т. е. то, как он воспринимается со стороны системы. Актеры взаимодействуют с системой посредством передачи и приема сообщений от вариантов использования. Сообщение представляет собой запрос актером сервиса от системы и получение этого сервиса. Это взаимодействие может быть выражено посредством ассоциаций между отдельными актерами и вариантами использования. Кроме этого, с актерами могут быть связаны интерфейсы, которые определяют, каким образом другие элементы модели взаимодействуют с этими актерами [4-13].

Разрабатываемая в Институте горного дела им. Д.А. Кунаева предусматривает завершение всех работ по созданию системы автоматизированного проектирования карьеров в следующем году, что позволит горным предприятиям в автоматизированном режиме проектировать современные железорудные карьеры и менять целевые задачи и системы ограничений разрабатывать рациональные и эффективные проекты разработки месторождений, а разработанные программные продукты будут представлять товарную продукцию.

Источники

- 1 Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров. Москва: АГН, 2001. – Т1. – 519 с., Т2. – 424 с.
- 2 Ржевский В.В., Новожилов М.Г., Юматов Б.П. и др. Научные основы проектирования карьеров. – Москва: Недра, 1971. – 600 с.
- 3 Хохряков В.С. Проектирование карьеров. – Москва: Недра, 1980. – 336 с.
- 4 Капутин Ю.Е. Горные компьютерные технологии и геостатистика. – СПб.
- 5 Ершов В.В. Основы горнопромышленной геологии. – Москва: Недра, 1988. – 328 с.
- 6 Заборин О.В., Коткин В.А. Российская классификация запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых и международная рамочная классификация ООН. // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 1997, №3. – С. 29-37
- 7 Турдахунов М.М., Букуейханов Д.Г. Галиев С.Ж. Принципы создания системы автоматизированного проектирования железорудных карьеров с применением объектно-ориентированной методологии. // Горный журнал. – 2014, №6. – С. 83-89
- 8 Walker Royce. Software Project Management. – Boston: Addison Wesley Publishing Company, 1998. – 424 p.
- 9 Новиков Ф.А., Иванов Д.Ю. Моделирование на UML. Теория, практика, видеокурс. – СПб.: Наука и техника, 2010. – 640 с.
- 10 Grady Booch., James Rumbaugh, Ivar Jacobson. The Unified Modeling Language Reference manual. – Addison Wesley, 2006. – 736 p.

- 11 Barry W. Boehm. A Spiral Model of Software Development and enhancement. // IEEE Computer. – 1988, May. – P. 61-72
- 12 Bergström, S. and L.Råberg. Adopting the Rational Unified Process: success with the RUP. – Boston: Addison-Wesley, 2004. – p. 20
- 13 Ian Graham. Object-Oriented Methods. Principles & Practice. – Addison-Wesley Publishing Company, 2004. – p. 880.

Инновации в горном деле

Буктуков Н.С., Шамганова Л.С., Бояндинова А.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д. А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан)

В статье приведены основные инновационные разработки института, выполняемые в целях создания инновационной конкурентоспособной экономики, коммерциализации результатов научной деятельности.

Ключевые слова: инновация, перфоратор, газификационное оборудование, фотоэлектрический преобразователь, ветроэлектростанция, геоинформационная система.

Горно-металлургическая отрасль Казахстана является одной из определяющих в экономике страны. Республика занимает первое место в мире по запасам цинка, вольфрама и барита, второе - серебра, свинца и хромитов, третье - меди и флюорита, четвертое - молибдена, шестое - золота. По объему запасов Казахстан занимает первое место среди стран СНГ по хромовым рудам и свинцу, второе - по запасам нефти, серебра, меди, марганца, цинка, никеля и фосфорного сырья, третье - по газу, углю, золоту и олову. По добыче серебра, хромитов, свинца и цинка республика занимает первое место, второе - по добыче нефти, угля, меди, никеля и фосфатного сырья, третье - по добыче золота. Наибольший вес по экономической значимости для страны имеют уголь, нефть, медь, железо, свинец, цинк, хромиты, золото, марганец [1]. В 2010 г. Казахстан вышел на первое место в мире по добыче урана [2].

Для достижения поставленных Главой Государства задач по созданию инновационной конкурентоспособной экономики, коммерциализации результатов научной деятельности Институтом горного дела им. Д.А. Кунаева (далее - Институт) выполняется целый ряд научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ в рамках грантового и программно-целевого финансирования, а также хоздоговоров с горнодобывающими предприятиями.

Институт внес значительный вклад в совершенствование техники и технологии добычи полезных ископаемых Казахстана открытым и подземным способами, в создание безопасных и комфортных условий труда на горнорудных и угольных предприятиях, рациональное и комплексное использование минерального сырья, охрану окружающей среды и рекультивацию нарушенных горными работами земель.

Глубокие фундаментальные исследования позволили ученым Института разработать ряд весьма эффективных технологий, которые были внедрены на рудниках с высоким экономическим эффектом.

В частности, совместно с АО «Машзавод им. С. М. Кирова» изготовлен *электромагнитный перфоратор* (ЭМП), который по своим техническим характеристикам не имеет аналогов за рубежом, защищен авторскими свидетельствами и патентами Республики Казахстан. В ЭМП электрическая энергия преобразуется в ударную энергию для разрушения (бурения) горных пород, предназначен для бурения шпуров и скважин в горных породах крепостью более 10 по М.М. Протодяконову. Производственные испытания ЭМП были осуществлены на Риддер-Сокольном руднике в 2007 г. АО «Казцинк». Результаты испытания опытного образца ЭМП позволили выявить ряд его преимуществ по сравнению с гидро- и пневмоперфораторами. Срок окупаемости с начала выпуска первой партии ЭМП 3,5 года. Экономический эффект от замены гидроперфоратора фирмы «Тамрок» на бурильный комплекс с электромагнитным перфоратором составит только на один комплекс – 1 600 тыс. тенге (1 \$ = 150 тенге).

Разработан и изготовлен опытный образец *электромагнитного молота* (ЭММ). Этот ударник имеет сравнительно простую конструкцию при отсутствии деталей

высокой точности изготовления, электрическая энергия непосредственно преобразуется в кинетическую энергию прямолинейного движения бойка, имеет большие возможности в повышении надежности и эффективности работы и работы в суровых климатических условиях. Экспериментальная модель ЭММ с энергией единичного удара до 1000 Дж на рабочий ток в тяговых приводах 70–100 А имеет массу в 1,4 раза меньше, чем у гидроударника, габариты по длине в 1,8 раза меньше, а величина хода ударника в 1,6 раза больше, чем у аналогичного пневматического молота американской фирмы Ингерсолл-Рэнд. Экономический эффект от применения безвзрывного способа разрушения негабаритов с помощью ЭММ только за счет снижения на 30 % объема взрывчатых веществ для предприятий АО «ССГПО» при стоимости ВВ 180 тенге/кг составит 34,5 млн. тенге в год.

Разработан *конвейерный поезд с электромагнитным приводом*, представляющий собой транспортное средство, состоящее из ряда ходовых тележек с грузонесущим полотном, предназначенным для перевозки крупнокусковой горной массы, и перемещающееся непрерывно под действием тяговых приводов, размещенных стационарно вдоль трассы, от пункта погрузки до разгрузочной станции. Применение конвейерных поездов позволит отказаться от автотранспорта, железнодорожного и комбинированного транспорта, что даст большой экономический эффект за счет сокращения трудозатрат на подготовку горной массы к поточному транспортированию, а также исключает необходимость выполаживания борта карьера.

Разработаны рабочие чертежи и изготовлены в металле 3 вида не имеющего аналогов газификационного оборудования для осуществления технологии скважинной отработки крутопадающих угольных пластов и испытано на Алматинском машиностроительном заводе ТОО «ALKOR GROUP», в том числе:

– *гидроимпульсный проходчик УПГ-1* (рисунок 1, а) газификационных скважин с управляемой трассировкой и с гидроразрывом массива высокозольных углей для проходки скважин диаметром 300–350 мм с одновременной установкой обсадной колонны. Изготовлен экспериментальный образец. Новый метод сооружения эксплуатационных скважин обеспечит снижение себестоимости работ на 35–40%, увеличит скорость проходки в 3–4 раза. Устройство имеет широкую перспективу для своего использования на проходческих и добычных работах, при проходке протяженных туннелей, сооружении строительных котлованов в скалистых породах;

– *гидроударный компрессор КГУ-1* (рисунок 1, б) одностадийного адиабатического сжатия атмосферного воздуха для отжима высоконапорной пластовой воды при подготовке угольного участка и горячего паровоздушного дутья для эксплуатации. Изготовлен экспериментальный образец гидроударного компрессора с давлением 10 МПа и температурой сжатого воздуха до 650 °С. Гидроударный компрессор, благодаря высокой температуре сжатого воздуха на выходе, оборудованный охлаждающим устройством с выбросом охлажденного воздуха в морозильную систему низкого давления, может использоваться в качестве мощного холодильника для замораживания больших масс плавучих или закладочного материала на подземных работах;

– *малогабаритная парогидравлическая турбина ТПГ-1* (рисунок 1, в) с регулируемой мощностью от 0,1 до 2-х МВт с повышенным крутящим моментом для переработки тепловой энергии в электрическую в мобильном исполнении. Выходная мощность турбины составила 315 кВт, фактическая скорость вращения турбинного колеса под нагрузкой - 1510 об/мин., энергия ускорения водяного заряда в гидроускорителе (фактическая энергия турбины) за время 1/7 с - 45 кДж., энергетический КПД – 52,5 %.

Дополнительно разрабатывается проект по созданию и подготовке к выпуску *подвесного труболенточного конвейера КТЛ-300* – нового вида абразивоустойчивого труболенточного конвейера для доставки горной массы, способного изгибаться в

пространстве в соответствии с фактической трассировкой транспортных и добычных горных выработок. Значительный технико-экономический эффект от использования подвесных труболенточных конвейеров будет создаваться на отработке жильных месторождений.

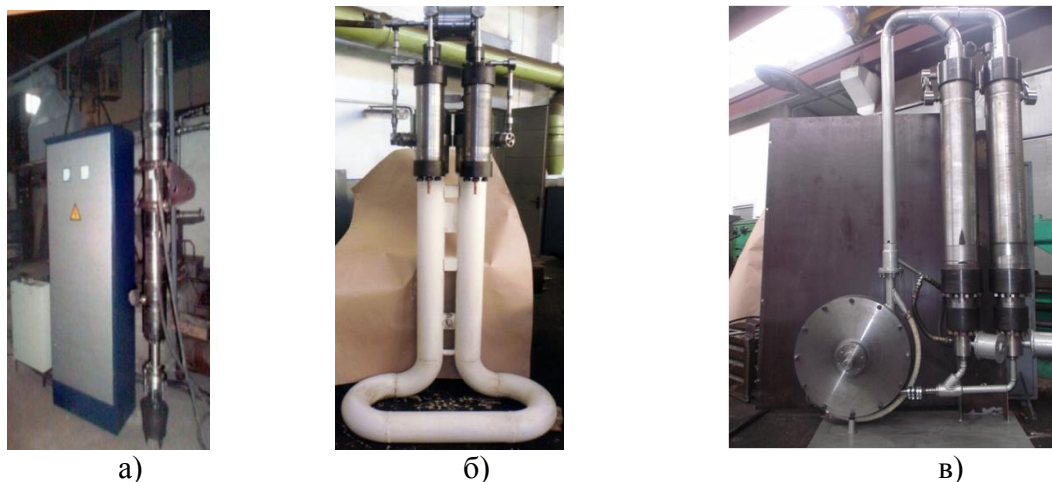


Рисунок 1 - Экспериментальные образцы:

а) гидроимпульсного углепроходчика УПГ-1; б) гидроударного компрессора КГУ-1; в) малогабаритной парогидравлической турбины ТПГ-1

Однако наибольший эффект будет достигнут при вскрытии малых и средней мощности рудных тел, залегающих до глубины порядка 350-400 м крутонаклонными стволами малого сечения. Расчётный годовой экономический эффект от использования подвесного конвейера на длине подземной откатки 4500 м по горизонту с производительностью 300 т/ч в сравнении с эксплуатацией самоходной доставочной техники типа ТОРО-400 составляет порядка 2,2 млн. \$ США.

С целью разработки *фотоэлектрических преобразователей солнечной энергии* на основе высокоэффективных оптических концентраторов изучены голограммы-концентраторы пропускающего и отражательного типа, их дифракционная и разрешающая способности для эффективного преобразования солнечного излучения.

Осуществлены разработка и испытание оптоэлектронных схем и систем для контроля и записи оптимального варианта дифракционно-оптических элементов (ДОЭ) - голограммных концентраторов; настройка и оптимизация параметров устройства, модулирующего дисперсионные свойства регистрирующей среды, которые отвечают за влажность, температуру, давление; оптимизация геометрических параметров фотоприемных приборов, преобразующих световую энергию в электрическую, для приема радиально падающих потоков монохроматической солнечной радиации после ДОЭ; исследование фотоприемных преобразователей солнечной радиации, предназначенных для работы с концентраторами, обеспечивающими монохроматическое излучение, оптимально соответствующее по ширине запрещенной зоны преобразователям энергии кванта света в электрическую энергию.

Разработана конструкторская документация и изготовлена *ветроэлектростанция* мощностью 30 кВт с автоматически изменяющейся площадью ометаемой поверхности, которая может эффективно работать в диапазоне скоростей ветра от 3 до 50 м/с.

На выставке «Наука и инновации» в Парке информационных технологий Alatau IT City Президент Республики Казахстан Н. А. Назарбаев (рисунок 2), назвал ветроэлектростанцию одним из самых привлекательных проектов и указал на необходимость скорейшего внедрения в жизнь ветроустановок, позволяющей производить энергию в 2-3 раза эффективнее аналогичных существующих в мире образцов [3].



Рисунок 2 - Президент Республики Казахстан Н.А. Назарбаев знакомится с ветроэлектростанцией Буктукова Н.С.

Разработана конструкторская документация и начато изготовление саморегулирующейся ветроэлектростанции мощностью 2 кВт для демонстрации на ЭКСПО-2017. В отличие от известных конструкций данная установка может работать в диапазоне скоростей ветра 0 – 60 м/с.

Эти ветроустановки защищены патентами Японии, Южной Кореи, Канады, Казахстана, Германии, Китая, Евразийскими и Европейскими патентами.

Разработаны и реализованы программы, позволяющие выявить зависимость напряженно-деформированного состояния (НДС) конструктивных элементов при ведении подземных горных работ от горно-геологических и физико-механических характеристик горных пород, а также от формы и пространственного расположения междукammerных целиков в пределах панели. Программа «Устойчивость» предназначена для расчета природных напряжений в массиве неоднородных скальных пород, а также устойчивости стенок и свода выработок. В расчетах устойчивости бортов карьера реализована возможность учета воздействий от взрывных работ и нагрузок от работающих горных механизмов. Программа «Взрыв» предназначена для исследования устойчивости массивов при сейсмическом воздействии взрыва, с учетом наличия открытых, подземных и комбинированных горных выработок, позволяет рассчитывать динамическое и квазистатическое действие взрыва, статику природных напряжений в массиве неоднородных пород. С использованием данных программ проведены геомеханические обоснования отработки месторождений полезных ископаемых для условий карьеров Жезказганского месторождения, месторождения Коктенколь, АО «Костанайские минералы», АО «ССГПО».

Разработан пакет программного обеспечения автоматизированной системы, мониторинга и оперативного управления качеством внутрикарьерных рудопотоков в рамках автоматизированной корпоративной системы управления геотехнологическим комплексом на открытых разработках «Джетыгара». В настоящее время ведется разработка по созданию опытных образцов программно-технических средств системы online мониторинга текущего состояния геотехнологического комплекса для работы в наземных и подземных условиях. Для решения данной задачи была разработана концепция мониторинга комбинированных горно-транспортных комплексов на открыто-подземных разработках.

Создан программный продукт для формирования и оптимизации различных целевых критериев при планировании карьерных грузопотоков и схем карьерных грузопотоков, моделирования работы экскаваторно-автомобильных комплексов карьера, принятия плановых решений и программный продукт для принятия и оптимизации решений, в режимах квартально-годового, месячного, недельно-суточного оперативного планирования карьерных грузопотоков. Проведены тестирование и отладка программного продукта на производственных данных. Показано, что за счет лучшего распределения транспортных потоков и уплотнения их по маршрутам доставки грузов на склады снижается средневзвешенное расстояние перевозок и транспортные расходы. Опытно-промышленное испытание данного программного продукта выполнялось при планировании горнотранспортных работ на Куржункульском карьере АО «ССГПО», что подтверждается актом о проведении испытаний, подписанным руководством предприятия.

Разработана геоинформационная система корпоративного управления предприятиями недропользования на открытых разработках. В совокупности взаимодействие подсистем по недропользованию и охране окружающей среды позволяет анализировать производственные ситуации с учетом воздействия на природные компоненты окружающей среды и рекомендовать решения по их нормализации и предупреждению негативных последствий, таким образом, обеспечивая эффективное корпоративное управление предприятиями недропользования. Геоинформационная система прошла успешную опытную-промышленную апробацию на горнорудных предприятиях Казахстана. Разработанная система не имеет аналогов в мире, востребована предприятиями-недропользователями и может успешно применяться государственными органами, осуществляющими государственный контроль, а также консалтинговыми компаниями для осуществления аудиторской деятельности в области недропользования. Она позволит создать единую систему недропользования и единый подход для управления, мониторинга и контроля за минерально-сырьевыми ресурсами, являющейся основой для развития промышленности Республики Казахстан.

Разработана технология брикетирования бурого угля. Проведены укрупненные испытания 4-х вариантов шихты с использованием связующих компонентов и без связующих. Получены брикеты, удовлетворяющие требованиям, предъявляемым к брикетному топливу. Выполнен технико-экономический расчет получения брикетированного топлива из угольных отходов бурого угля месторождения Кыякты. Разработана технологическая схема брикетирования угля, подобрано оборудование.

Разработано программное обеспечение комплекса построения пространственной модели шахт и рудников для анализа аварийных ситуаций и составления оперативного плана ликвидации аварий.

Разработан «Автоматизированный программный комплекс моделирования системы контроля и управления вентиляцией на горных предприятиях с подземным способом добычи полезных ископаемых» и проверен испытанием на «Риддер-Сокольном» руднике. Методика управления вентиляционными подсистемами была использована на руднике ТОО «Восход-Ariel» и при разработке схемы проветривания с повторным использованием воздуха при рециркуляционном проветривании очистных работ.

Разработано комплексное инновационное решение системы позиционирования и оповещения горнорабочих и техники в шахтах. Назначением данной системы является обеспечение диспетчерских служб и руководства горнодобывающей компании удобным и надежным инструментом контроля за местоположением людей и техники в шахте. В рамках данного проекта было проведено обследование состояния горных выработок, разработано аппаратное и программное обеспечение, изготовлено

соответствующее оборудование, проведено пилотное внедрение системы в реальных условиях шахты рудника Восход-Oriel, г.Хромтау, Актюбинская обл. РК.

Таким образом, в статье дан краткий обзор инновационных технологий, разрабатываемых в настоящее время сотрудниками Института. Большинство разработок выполняется в тесном содружестве с работниками производства, научно-исследовательскими и проектно-конструкторскими, машиностроительными институтами. Использование этих работ на горнодобывающих предприятиях позволяет получить значительный экономический и социальный эффект.

Источники

- 5 URL: <http://geology.gov.kz/ru/informatsiya/spravochnik-mestorozhdenij-kazakhstana>.
- 6 URL: <http://www.kazatomprom.kz>.
- 7 Галиев С.Ж., Едыгенов Е.К., Черманова Г.Б. Институт горного дела им. Д. А. Кунаева. 65 лет на службе горной науке и производству // Научно-техническое обеспечение горного производства. – 2009, Т. 78. – С. 5-19.

По развитию инструментов и механизмов стимулирования и продвижения инноваций в горно-металлургической отрасли Казахстана

Галиев С.Ж.

(ТОО «Научно-исследовательский инженеринговый центр ERG», г. Астана, Казахстан)

Статья посвящена содержанию инновационной политики процесса модернизации горно-металлургической отрасли Республики Казахстан. В ней дан общий анализ состояния вопроса по основным показателям конкурентоспособности экономики Казахстана, предлагаются инструменты и механизмы развития и стимулирования инновационного процесса.

Ключевые слова: инновация, наука, инновационная политика, технологическая политика, горно-металлургический комплекс, промышленность, модернизация, инструменты, механизмы.

Научно-технический прогресс, как базовый фактор мирового экономического развития, во многом определяется качеством и уровнем инновационного процесса, объединяющего науку, образование, бизнес среду, экономику и систему его государственно-частного регулирования. Инновационный процесс, как известно, лежит и в основе развития конкурентного потенциала промышленных предприятий и, в частности, горно-металлургической отрасли. В этой связи, важно отметить, что в Республике Казахстан, начиная 2005 г. взят курс, по сути, на построение новой для страны инновационной системы открытого типа, предполагающей тесную интеграцию с внешней инновационной средой, в том числе и посредством организации трансферта импортируемых технологий.

За время реализации новой инновационной политики накоплен как положительный, так и отрицательный опыт. В целях определения направлений её модернизации на современном этапе следует остановиться лишь на тех из них, по которым имеется существенный потенциал и необходимо принимать целенаправленные меры. Из всего перечня наиболее часто отмечаемых аналитиками проблем к наиболее существенным можно отнести такие как: недостаточное понимание сути инноваций, инструментов и механизмов их стимулирования, что приводит к отсутствию четкой инновационной стратегии, к неэффективности законодательной базы и организационных мер, недостаточному взаимодействию между наукой, промышленностью и системой образования, отсутствию действенных инструментов и механизмов нейтрализации рисков; не готовность отечественной системы образования к поддержке инновационных процессов соответствующими кадрами и в плане формирования необходимых компетенций у инженерно-технического персонала и менеджмента на предприятиях, что обуславливает низкий спрос на инновации и низкой информационной компетенции научных работников и изобретателей; наличие административных барьеров в виде отсутствия должной консолидации созданных институтов развития как по целям и задачам, так и по содержанию реализуемых ими инструментов; неразвитость инновационной структуры на региональном уровне; отсутствие эффективных механизмов обеспечения спроса на инновации и стимулирования их, особенно на верхних уровнях адаптации технологий – инновационном и модернизации; не развитость и слабая инновационная активность МСБ, являющегося основным драйвером инновационного развития в развитых странах мира.

Об эффективности выстраивания инновационной политики в нашей стране можно судить по данным отчета ВЭФ за 2014-2015 годы (таблица 1).

Таблица 1 – Изменение показателей рейтинга конкурентоспособности Казахстана, за период 2005-2014 гг.*

	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	Отклонение
Общий рейтинг Казахстана	51	56	61	66	67	72	72	51	50	50	+1
Эффективность корпоративного управления	38	54	49	71	98	86	67	36	53	61	-23
Высшее образование и профессиональная подготовка	-	51	57	59	59	65	65	58	54	62	-11
Качество системы образования	49	50	64	68	66	93	112	101	88	75	-27
Конкурентоспособность компаний	63	72	85	86	88	102	109	99	94	91	-28
Развитость кластеров	-	-	94	80	76	85	85	110	126	116	-22
Основа конкурентных преимуществ	81	99	92	78	79	112	129	124	118	84	-3
Совершенство производственных процессов	48	46	52	52	62	80	84	76	63	72	-34
Инновационный потенциал	59	70	75	62	78	102	116	103	84	85	-26
Способность к инновациям	-	62	64	50	50	75	101	92	74	69	-7
Качество научно-исследовательских организаций	52	53	63	58	80	112	121	108	102	99	-47
Расходы компаний на НИОКР	44	57	65	62	60	84	107	94	77	68	-24

* отчет ВЭФ за 2014-2015 годы.

Рассматривая показатели эффективности управления жизненным циклом инновационных продуктов в Республике Казахстан по данным Агентства по статистике РК, представленных в таблице 2, которая дает представление об инновационной активности казахстанских предприятий (а их около 11 тысяч), становится очевидным, что за прошедшее десятилетие основные инновационные показатели изменились не существенно, а учитывая, что инновационная активность развитых стран мира находится в среднем на уровне 60-70% и более, то можно сделать вывод, что такими темпами (0,5% в год) к 2050 году страна вряд ли имеет шансы вхождения в 30 наиболее конкурентоспособных стран мира.

Таблица 2 – Основные показатели, характеризующие инновационную активность предприятий в Казахстане в 2005-2014 гг.

	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014
Доля инновационной продукции в ВВП, %	3,4	4,8	4,8	4,0	4,0	4,3	5,7	7,6	8,0	8,1
Число инновационно-активных предприятий, %	1,58	1,52	1,19	0,69	0,51	0,66	0,86	1,25	1,64	1,5

Эффективность процесса обновления технологий в рамках единых систем предприятия во многом определяется реализуемой инвестиционной политикой. В этой связи концепция инновационного развития должна гармонизировать с соответствующими инструментами и механизмами инвестиционной политики по модернизации промышленности. Успех реализации инновационной политики, так же как и инвестиционной политики, во многом зависит от качества регулирования процессов стимулирования факторов повышения конкурентоспособности промышленных предприятий и развития их местных потенциалов. Эти два фактора во многом противоречат друг другу, но и составляют залог общего успеха модернизации. Только оптимальный режим их реализации может обеспечить устойчивый характер развития казахстанской экономики.

Государственные институты развития не должны иметь коммерческих целей и задач, как это практикуется в настоящее время. Их основной целью должно быть всемерное содействие зарождению и продвижению инноваций в производственный сектор промышленности. Инновационная политика в этом плане не вполне адаптирована к реалиям и требованиям индустриальной среды и котраслям промышленности, что приводит к низкой активности предприятий в данном направлении. Государственные программы и правила предоставления инновационных грантов, а также сервисных инструментов по развитию инноваций не учитывают рисковый характер инновационных проектов.

Как показывает существующая практика реализации программ и инструментов содействия инновационным процессам, существенным фактором торможения инновационного процесса является наличие высоких рисков по их реализации. Институты развития, желая минимизировать свои риски, не решаются предоставлять реализуемые ими инструменты даже по проектам уже принятым в государственные программы. Это говорит о том, что механизм предоставления инструментов должен сопровождаться разделением рисков с институтами развития специальными комиссиями формируемым на основе государственно-частного сотрудничества. Таким образом, многие социально важные и инновационные проекты получают возможность быть реализованными.

Анализ современной системы инновационного развития Казахстана показывает, что усилия концентрируются преимущественно на интенсивном насыщении производственного сектора промышленности импортируемыми технологиями, а также на первых двух уровнях формирования местных технических возможностей – возможностей эксплуатационных и инвестирования для приобретения и внедрения иностранных технологий (рисунок 1). В основном это касается развития базовых производственных навыков, а также навыков решения несколько более сложных задач. При этом, очевидно, что недостаточно внимания уделяется развитию местных технических возможностей на двух верхних уровнях.

В настоящее время формирование местных технических возможностей обеспечивается привлечением зарубежных специалистов, зарубежных консалтинговых компаний, привлечением управленческих технологий (практически зарубежных), приобретением импортируемых производственных технологий. Все перечисленные меры можно определить как временные, так как они реально носят временный характер, тогда как приобретенные навыки надо поддерживать и развивать постоянно. Последнее может быть организовано только лишь местными усилиями, которые в настоящее время практически отсутствуют.

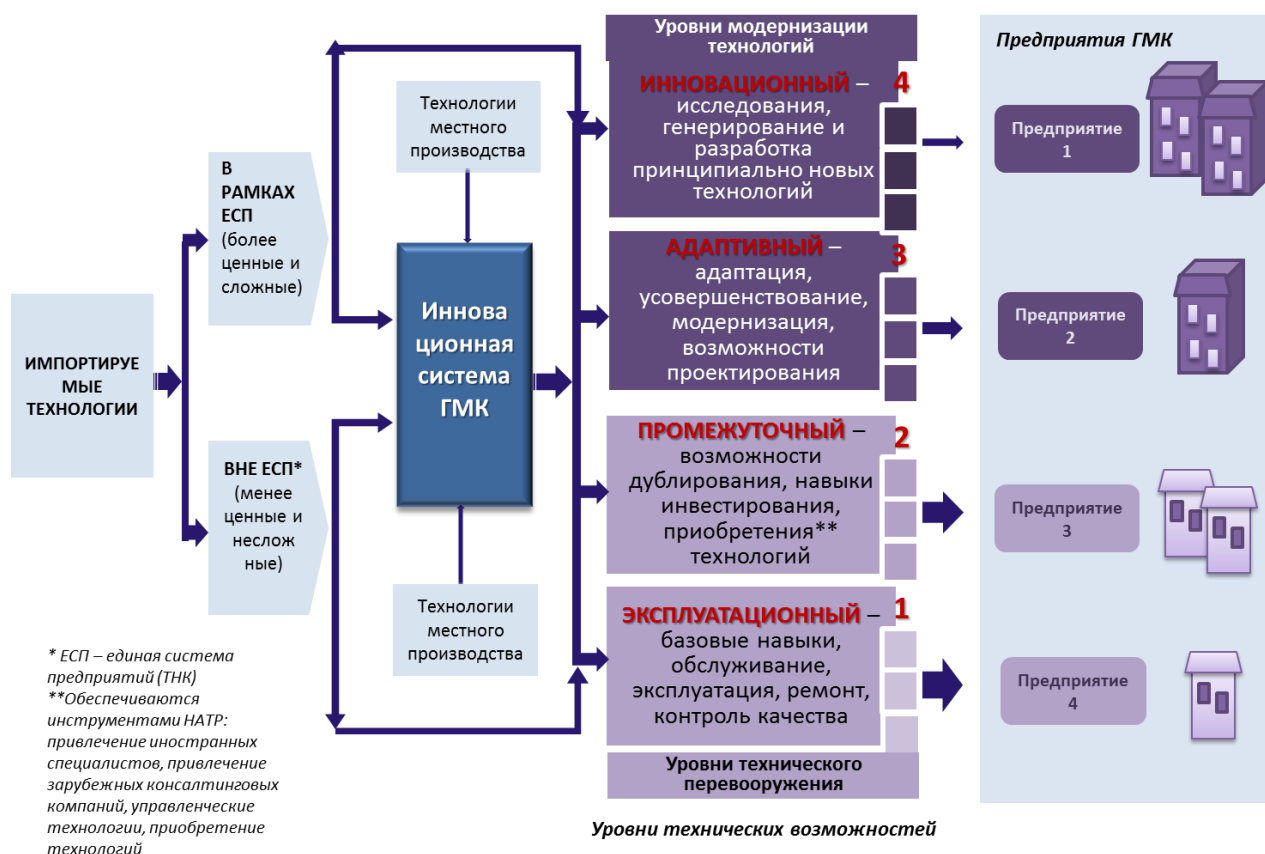


Рисунок 1 – Порядок технологического обновления промышленных предприятий

Для развития технических возможностей на этапах адаптации и модернизации целесообразно ввести специализированный инновационный грант, который обеспечит по всем проектам, где предусматривается приобретение импортных технологий, сформировать собственный инновационный потенциал предприятия. Предприятие, реализующее проект, должно будет привлечь соответствующие научные организации Казахстана для разработки научного задела с целью адаптации и дальнейшей модернизации этих технологий, а также для создания на их основе принципиально новых и более высоких технологий. В первый год возмещение на НИОКР по такому проекту может составлять на уровне 70%, второй год – 50% и третий год 30%. Это обеспечит естественную, надежную и целенаправленную связь науки с производством. Оператором такого эффективного и актуального инструмента может быть один из институтов развития.

Если учесть тот факт, что обновление технологий осуществляется в мире преимущественно двумя путями (в рамках единых систем промышленных предприятий и за их рамками, как это указано на рисунке 1), то тут очевидно, что отечественная инновационная система стимулирует импортирование технологий преимущественно вторым путем (удел развивающихся стран), предполагающем распространение, как правило, несложных и менее ценных технологий. В этой связи необходимо уделить должное внимание реализации инструментов стимулирования передачи более ценных и более сложных технологий, что осуществляется в основном в рамках единых систем предприятий (как ТНК, НИС и т.п.).

По-существу, главным инструментом технологического обновления видится трансфер импортируемых технологий, который во всем мире, и в индустриально развитых странах в особенности, применяется преимущественно как инструмент процесса модернизации. Без этого практически невозможно обеспечить устойчивый рост инновационного процесса и эффективную модернизацию промышленности, а,

соответственно, и устойчивое экономическое развитие общества в целом. Для этого необходимо структурировать всю цепочку прохождения инноваций от момента зарождения идеи и до момента её внедрения и последующего продвижения и усовершенствования (рисунок 2). Необходимо выработать эффективный механизм функционирования технологического коридора по превращению научных знаний в конечный коммерческий продукт: идея – инновационное предложение – НИОКР – опытный образец – производство – рынок.

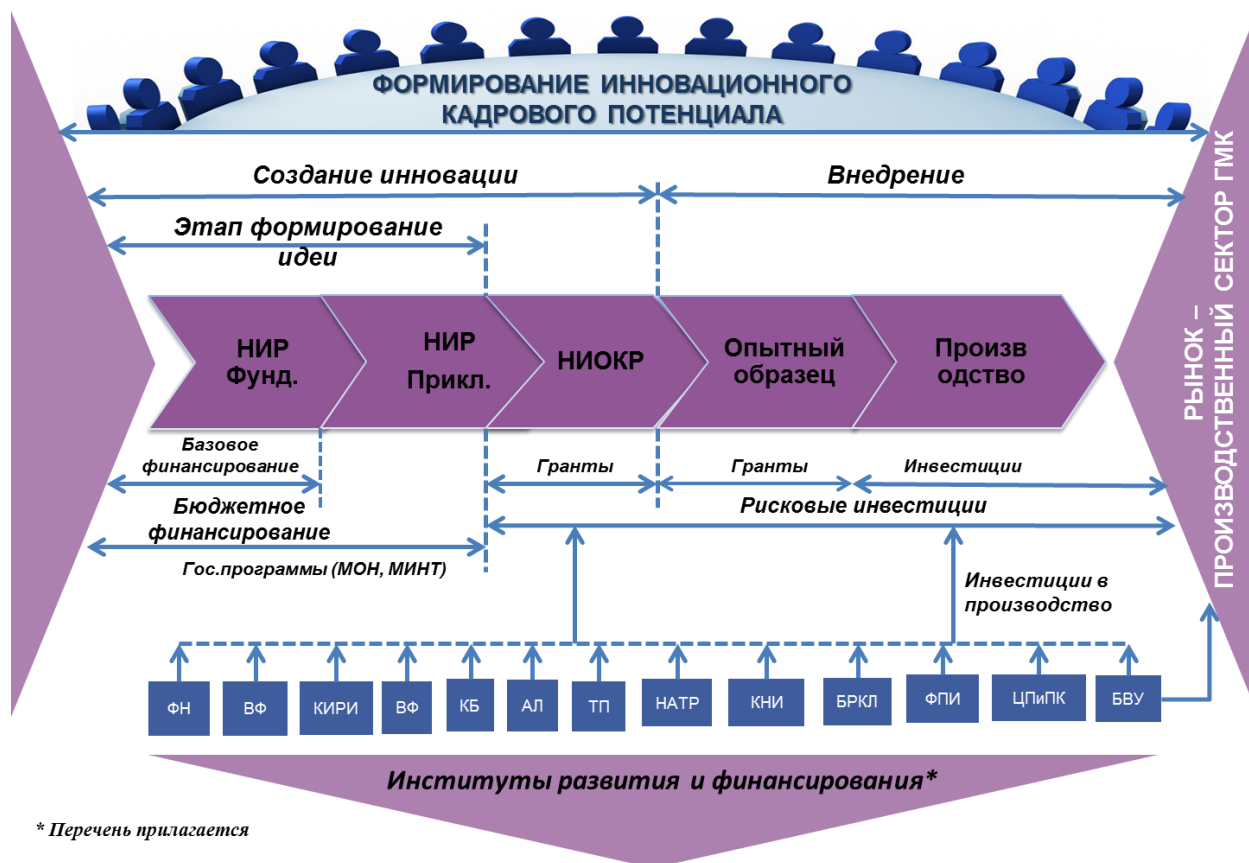


Рисунок 2 – Этапы трансфера инноваций в Национальной инновационной системе Казахстана

Основными факторами государственной поддержки инновационного процесса в стране являются: первое – мультипликативный эффект (инновация создается одним человеком, а пользуются ею все); второе ограниченность – инновации, как правило, не охватывают процессы целиком, а касаются их отдельных операций и звеньев (для эффекта они должны охватывать как можно большую часть процесса); третье – диверсификация производства в условиях монополии существующих технологий. Все эти факторы имеют большое общественное значение и потому должны быть поддержаны обществом и государством, желающим достичь вершин индустриализации, в первую очередь. Отсюда, прежде всего, и должно исходить определение инновационности инструментов. В разрабатываемой концепции это должно соблюдаться.

Инновационная политика, имеющая целью модернизацию промышленности, должна сопровождаться соответствующим качественным мониторингом её реализации. Для этого необходимо адекватное научно-методическое обеспечение. Эту задачу необходимо вменить на законодательном уровне в функции оператора по индустриальному развитию. Это будет еще одним системным и эффективным инструментом инновационной политики.

Опыт применения инновационных технологий в разведочной и инженерной геофизике

Глазунов В.В.¹, Федоров А.П.¹, Наумов В.П.²

*(¹ТОО Инженерный центр Эффективных Технологий и Инноваций,
г. Усть-Каменогорск, Казахстан, ² Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет»,
г. Усть-Каменогорск, Казахстан)*

Рассмотрен опыт применения электротомографии при инженерно-геологических изысканиях под строительство ограждающей дамбы хвостохранилища на Сатпаевском руднике. Применение электротомографии позволило построить геоэлектрические разрезы, с выделением шести литологических комплексов, при этом сокращен объем бурения более чем на 60 %.

Ключевые слова: инновационные технологии, инженерная геофизика, электротомография.

Электроразведка методом сопротивлений остается одним из основных методов при малоуглубинных геофизических исследованиях, при этом до сих пор основной методикой проведения электроразведочных работ являлись вертикальные электрические зондирования, нацеленные на изучение горизонтально-слоистых разрезов. В отличие от классических ВЭЗ, методика электротомографии позволяет исследовать сложно построенные геологические среды и проводить интерпретацию в рамках двумерных моделей. Такая методика применяется на Западе уже более 20 лет [Griffiths and Barker, 1993] и давно стала стандартным геофизическим инструментом. В России эта методика начала активно внедряться в практику совсем недавно, но термин электротомография уже вошел в «Свод Правил» Госстроя России [СП 11-105-97, 2004]. В Казахстане электротомография до сих пор не получила широкого применения из-за практически полного отсутствия соответствующей аппаратуры (достаточно высокая стоимость импортной аппаратуры).

Электротомография (Electrical Resistivity Tomography) – это целый комплекс, включающий в себя как методику полевых наблюдений, так и технологию обработки и интерпретации полевых данных. Ее особенностью является многократное использование в качестве питающих и измерительных электродов те же фиксированные на профиле наблюдений положения электродов. Это приводит к уменьшению общего числа рабочих положений электродов при существенном увеличении плотности измерений по сравнению с обычным методом вертикальных электрических зондирований. Такой подход позволяет с одной стороны, работать с современной высокопроизводительной аппаратурой, а с другой стороны, применять эффективные алгоритмы моделирования и инверсии. Интерпретацию данных электротомографии проводят в рамках двумерных и трехмерных моделей. Это принципиально расширяет круг решаемых электроразведкой задач, за счет исследования сред, значительно отличающихся от «классических» горизонтально-слоистых.

Применение электротомографии (двумерной электроразведки) целесообразно при всех детальных (масштаб 1:2000 и крупнее) геофизических исследованиях – при инженерно-геологических и гидрогеологических изысканиях, изучении геологического разреза на малых и средних глубинах при поисках и разведке полезных ископаемых, а также в менее традиционных областях применения малоуглубинной геофизики – изучении археологических памятников, решении геоэкологических и других задач.

Для изучения геоэлектрических разрезов, значительно отличающихся от горизонтально-слоистых, применение электротомографии является необходимым условием для надежной интерпретации. Такое сложное строение обычно характерно для рудных зон и зон тектонических нарушений, оползней, насыпных и искусственных

грунтов в зонах городской застройки, многолетнемерзлых пород, при крутом падении слоев и при наличии карста.

Глубинность исследований, как и в методе ВЭЗ определяется геоэлектрическим разрезом и наибольшими разностями. Максимальная глубина исследований для электротомографии при разностях 500-700 метров, составляет обычно 50-60 метров. Разрешающая способность электротомографии определяется расстоянием между электродами в косе и, как и для других электроразведочных методов, падает с глубиной.

Для отображения полевых материалов используются псевдоразрезы, которые представляют двумерное распределение кажущихся сопротивлений или поляризуемостей в форме контурных карт. Для интерпретации полевых данных используются специальные программы, реализующие алгоритмы двумерной или трехмерной инверсии.

В примерный перечень задач, решаемых с помощью электротомографии входят: картирование палеодолин и палеорусел, линз песков, месторождений магнietовой руды, поверхности коренных пород, карстовых полостей, пещер, различных пустот, зон разломов, зон загрязнений нефтепродуктами; определение влагонасыщенности коренных пород, обследование земляных дамб и плотин, поиск золото-полиметаллических руд.

Представленные в данной статье материалы получены в результате выполнения инженерных изысканий на участке Сатпаевский в 2015 году. Объем выполненных работ составил – 2050 м. Схема расположения профилей показана на рисунке 1.

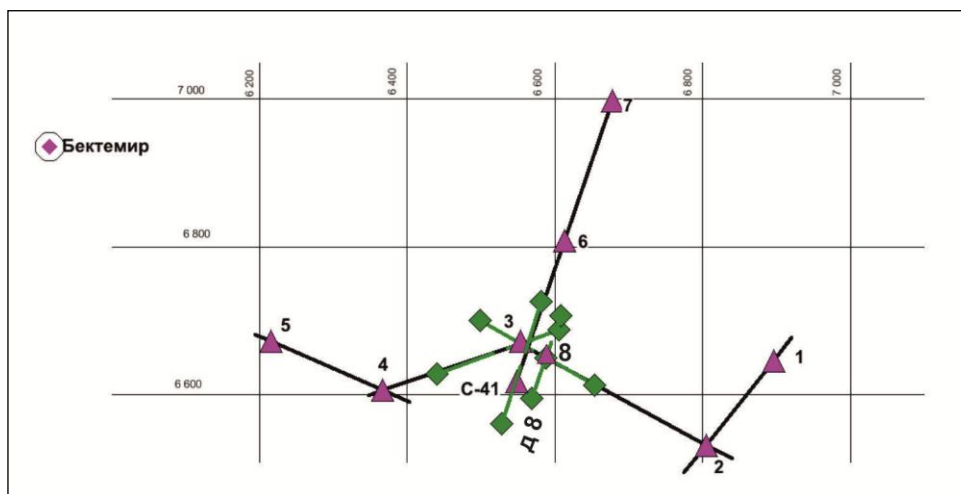


Рисунок 1 – Схема расположения профилей электротомографии

Вертикальные электрические зондирования (ВЭЗ) в модификации электротомографии применены в соответствии с СП 11-105-97 ч. VI; РСН 64-87.

Цель работ – выделение литологических границ и картирование поверхности коренных пород на участке.

Электротомография выполнялась с помощью одноканальной 48-электродной электроразведочной станции «СКАЛА-48» (рисунок 2), разработанной в Институте нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, изготовленной в ООО «КБ Электрометрии».

В качестве внешнего источника питания применялись аккумуляторы. В работе использовались стандартные косы (с шагом 5 метров), при детализация с шагом 2,5 метра. Электроды – стальные штыри длиной 200-500 мм. Методика выполнения измерений состояла в использовании симметричной четырех-электродной установки «Шлюмберже».



Рисунок 2 – Электроразведочная станция «Скала 48»

На рисунке 3а приведена схема расположения электродов и подключения двух 24-х-электродных кос к электроразведочной станции. Типичная последовательность измерений (протокол) для электротомографии приведена на диаграмме рисунке 3б. На рисунке 3в показана схема расположения электродов при использовании шаблона измерений «Шлюмберже». Измеренное значение соответствует глубине d . Для установки Шлюмберже точка записи относится по горизонтали к центру измерительной пары MN, а по вертикали к эффективной глубине исследования, либо к величине кратной разному AB.

Максимальная глубина исследования при помощи установки «Шлюмберже» составляет порядка 70 метров. При выполнении длинных профилей применялось удлинение системы наблюдений по принципу нагоняющих профилей.

Во время работы характеристики измеряемых величин отслеживались оператором, по мере необходимости вносились поправки в настройки генератора и измерителя аппаратуры.

Плановое положение точек начала и конца профилей вынесено инструментально – маркшейдерской службой рудника. Рядовая сеть контролировалась GPS навигаторами. Глубина исследований ≥ 30 метров.

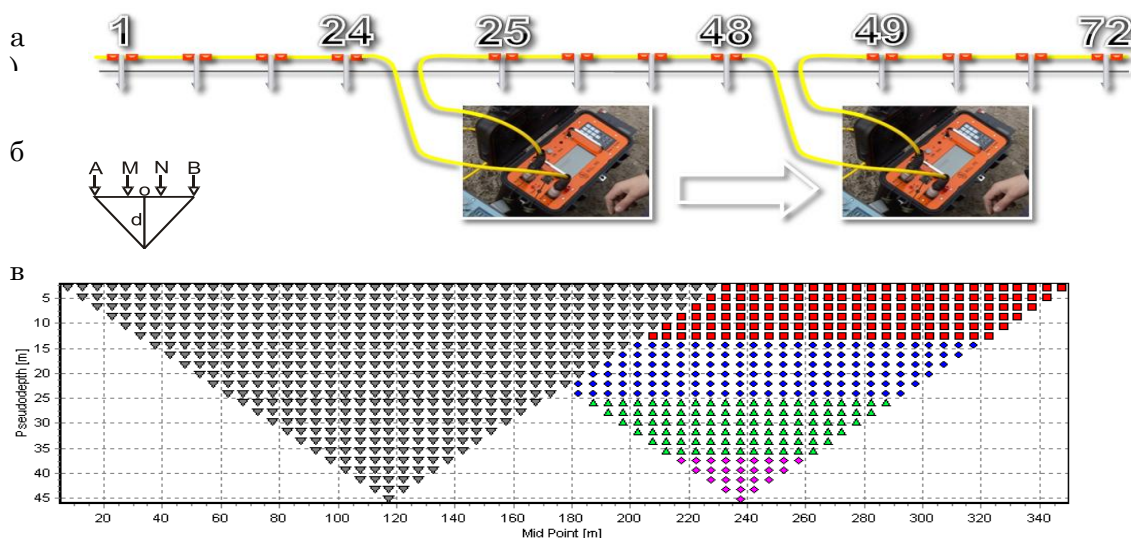


Рисунок 3 – Схема работ методом электротомографии

Обработка данных электротомографии включала контроль качества, различного рода фильтрацию и сглаживание, конкретные параметры которых зависят от качества исходных данных. Анализ исходных данных проводился при помощи программы RES2DInv (GeotomoSoftware), которая автоматически рассчитывает двумерную (2-D) модель сопротивления среды для данных, полученных с помощью электротомографии.

Всего были выполнены наблюдения на 5 профилях, в том числе: линии 2-1, 3-2, 4-3 и 5-4 представляют ломаную линию вдоль проектируемой дамбы, дополнительный профиль Д8 в 28м параллельно линии С-41 – 7.

Результатом полевых работ методом электротомографии являются геоэлектрические разрезы, где наблюдаемые значения ЭДС в результате расчета среды методом инверсии поля преобразованы в кажущиеся сопротивления. Для примера приведены 2 разреза на рисунках 4-5. Изолинии ρ_k на разрезах представлены с сечением 5 Ом*м, при детализационных наблюдениях – сечением 2 Ом*м. На основании геоэлектрических разрезов и геологического разреза по скважине С-41 построены геолого-геофизические разрезы с учетом фактического рельефа местности.

При анализе полученных материалов выделяются следующие литологические разности: 1) суглинки с примесью щебнистого материала, 2) суглинки, 3) галечники с песчаным материалом, 4) глины, 5) выветрелые габбро, участками интенсивно, 6) габбро. Кажущиеся сопротивления данных пород приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Кажущиеся сопротивления горных пород

№№ пп	Горные породы	Кажущееся электрическое сопротивление, Ом*м
1	суглинки с примесью щебнистого материала,	10 - 200
2	суглинки	2 - 15
3	галечники с песчаным материалом	10 - 50
4	глины	10 - 30
5	габбро выветрелые	10 - 200
6	габбро	200 - 5000

Геоэлектрический разрез по линии С-41-7 с поверхности представлен горизонтом суглинков со значительным количеством щебнистого материала, что обуславливает значения кажущегося сопротивления от 20 до 200 Ом*м, мощность отложений 1-2,5 м.

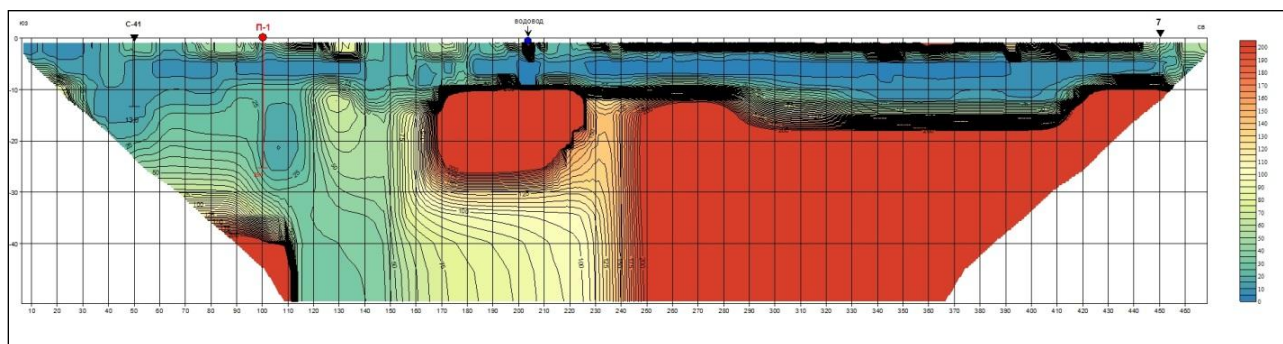


Рисунок 4 – Геоэлектрический разрез по линии С-41-7

Ниже залегает горизонт суглинков с сопротивлением 4-15 Ом*м, его мощность плавно меняется в интервале 3-6 м. В юго-западной части разреза картируется фрагмент горизонта галечных отложений с песчаным заполнителем (ρ_k от 10 до 50 Ом*м). Мощность горизонта на 40 м порядка 3 м, в северном направлении (60 м)

данные породы выклиниваются, следует отметить, что при мощности менее 0,5 м выделение данных пород в разрезе проблематично. В южной части разреза (интервал 20 –180 м) под суглинками и галечниками картируются глины, их вертикальная мощность находится в пределах 5-16 м с выклиниванием на 180 м. Область развития интенсивно выветрелых габбро, возможно глинисто-щебнистой коры выветривания по габброидам выделяется в юго-западной части разреза. Мощность данных образований составляет от 3-5 м до 15-25 метров. На интервале 170-180 м наблюдается переход к выветрелым габброидам, залегающим непосредственно под суглинками – центральная и северо-восточная западная часть разреза. Габброиды уверенно картируются в интервале 170–450 м, глубина верхней кромки составляет 10–20 м. В юго-восточной части разреза до глубины 30 м габбро не выявлены.

Геоэлектрический разрез по линии Д8 выполнен для дополнительного изучения центральной части площади работ. С поверхности разрез представлен горизонтом суглинков со значительным количеством щебнистого материала мощностью отложений 1,5-2,5 м. Ниже залегает горизонт суглинков с сопротивлением 6-15 Ом*м, его мощность плавно меняется в интервале 4–6 м. В юго-западной части разреза картируется фрагмент горизонта галечных отложений с песчаным заполнителем (ρ_k от 10 до 50 Ом*м). Мощность горизонта около 2,5 м, в северном направлении данные породы выклиниваются. Под суглинками картируются глины неогенового возраста, их мощность составляет порядка 15-25 метров. Под глинами выделяется область переходных сопротивлений от 25 до 200 Ом*м, которая отвечает интенсивно выветрелым габбро, возможно глинисто-щебнистой коре выветривания по габброидам.

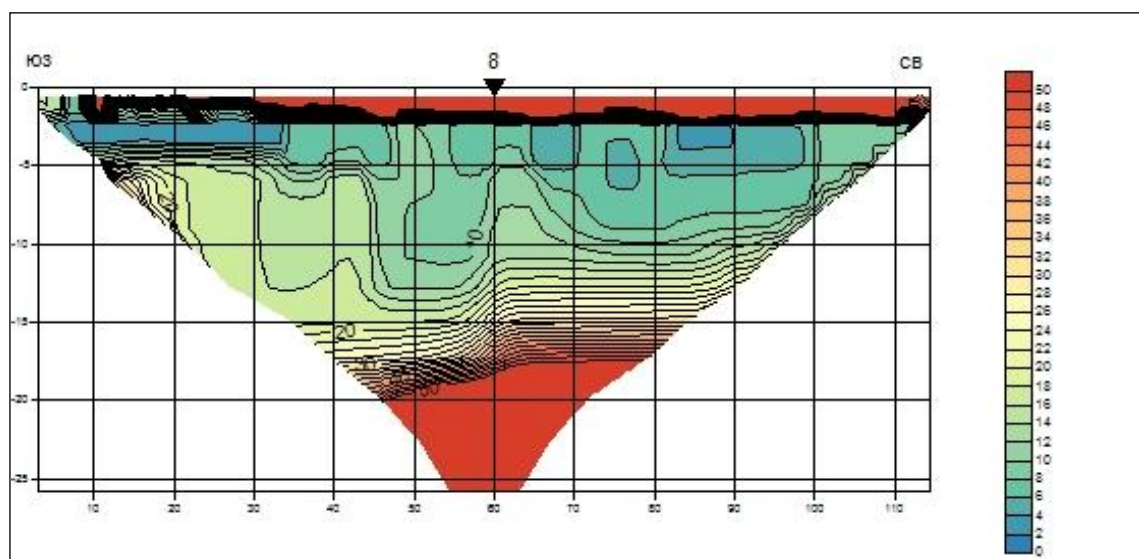


Рисунок 5 – Геоэлектрический разрез по линии Д8

Выводы

С целью заверки результатов электроразведочных работ и выбранных параметров интерпретации рекомендуется пробурить параметрическую скважину П-1, глубиной 25 метров на пересечении линий 4-3 и С-41 – 7. После получения геологического разреза по скважине П-1, произвести переинтерпретацию материалов (внесение поправок в глубину и мощность литологических разностей), с учетом фактических данных, полученных бурением.

Результаты выполненных работ позволят оптимизировать сеть бурения изыскательских скважин, уменьшить затраты на проведение буровых работ на 60 %, получить информацию о литологических границах в межскважинных интервалах по всему разрезу.

Оценка потенциала укрепления минерально-сырьевой базы жезказганских рудников

*Даукей С.Ж.¹, Битимбаев М.Ж.¹, Лисенков А.А.², Шамганова Л.С.², Бердинова Н.О.²
(¹ТОО «Корпорация Казахмыс», Казахстан, ²Филиал РГП «НЦ КПМС РК»
«ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)*

Рассмотрена проблема укрепления минерально-сырьевой базы рудников, разрабатывающих Жезказганское месторождение. Сформулированы рекомендации, направленные на эффективное решение этой проблемы с применением новейших достижений науки и практики.

Ключевые слова: Жезказганское месторождение, минерально-сырьевая база, запасы полезных ископаемых, оценка, кондиции, управление, перспективы.

Актуальность проблемы комплексной (геологической, геомеханической, горнотехнической, технологической, экономической и социальной) оценки запасов Жезказганского месторождения в современных условиях обусловлена целым рядом факторов:

- длительным сроком эксплуатации месторождения, в течение которого оказались выработаны лучшие, наиболее качественные и легкодоступные его участки;
- резким сокращением срока обеспеченности предприятия балансовыми запасами после ввода в действие в 2014 году новых, более жестких, по сравнению с прежними, параметров кондиций на руды месторождения;
- ухудшением геомеханического состояния выработанных пространств с увеличением глубины разработки и площади выработанного пространства, в частности ослабленных панелей, расположенных под охраняемыми поверхностными объектами;
- мерами, которые принимают государственные и местные органы власти, руководство и специалисты корпорации с целью улучшения перспектив социально-экономического развития всего Жезказганского региона;
- необходимостью эффективного использования значительных средств, выделяемых на дальнейшее развитие региона из разных источников финансирования;
- наличием реальных предпосылок для реализации в жезказганских условиях лучших достижений современной горной науки и практики, способных увеличить срок эксплуатации Жезказганского месторождения.

В советский период запасы Жезказганского месторождения подсчитывались и утверждались восемь раз, начиная с 1932 и заканчивая 1989 годом. Последний подсчет запасов Жезказганского месторождения выполнялся уже в современных, рыночных условиях в 2014 году с применением параметров промышленных кондиций, утвержденных Протоколом ГКЗ РК № 1428-14-К от 25 июля 2014 года [1]. Необходимость в переоценке запасов месторождения и в их «привязке» к современным экономическим условиям объяснялась длительным (1987-2013 гг.) периодом доразведки этого объекта, изменениями затрат и конъюнктуры цен на металлы.

При обосновании новых параметров кондиций было рассмотрено шесть вариантов оконтуривания и подсчета запасов медьсодержащих руд при бортовом содержании меди: 0,2%; 0,3%; 0,4%; 0,5%; 0,6%; 0,7% и пять вариантов оконтуривания и подсчета запасов свинцово-цинковых руд при бортовом содержании условного свинца: 0,5%; 1,0%; 1,5%; 2,0%; и 2,5%. По результатам сравнения повариантных значений технико-экономических показателей разработки месторождения к утверждению в ГКЗ РК рекомендован вариант кондиций, предусматривающий оконтуривание и подсчет балансовых запасов медьсодержащих руд по бортовому содержанию меди 0,6%. Для подсчета запасов свинцового-цинковых руд рекомендовано бортовое содержание условного свинца 0,6%.

Общее количество утвержденных в ГКЗ РК балансовых запасов медьсодержащих руд по состоянию на 02.01.2014 г. составило: руда – 113 177,5 тыс. тонн; медь – 1,570 тыс. т, серебро – 1 954 т. Внутренняя норма прибыли 24,19%, срок окупаемости капитальных затрат 4,1 года (Протокол ГКЗ РК № 1509-14-У от 23 декабря 2014 г. [2]).

В целом ситуацию, сложившуюся с обеспеченностью балансовыми запасами действующего медного производства Жезказгана, можно охарактеризовать как весьма тревожную. При суммарной годовой производительности действующих рудников 15-17 млн. тонн руды обеспеченность предприятия утвержденными балансовыми запасами составляет всего 7-8 лет. С учетом возможного прироста балансовых запасов за счет доразведки месторождения период его доработки может быть увеличен до 10-15 лет. Однако этого явно недостаточно для того, чтобы предприятие, его работники, члены их семей и все население данного региона могли уверенно смотреть в будущее.

Это обстоятельство обусловило необходимость поиска путей укрепления минерально-сырьевой базы жезказганских рудников и продления срока их жизнедеятельности. В связи с этим в ИГД имени Д.А.Кунаева с участием специалистов ПО «Жезказганцветмет» и других организаций начаты комплексные исследования этой проблемы. В данном докладе приводятся первые результаты этих исследований.

Прежде всего были рассмотрены существующие возможности вовлечения в отработку временно-неактивных балансовых и забалансовых запасов по первоочередным участкам, включая сближенные залежи, обрушенные участки, участки под автодорогой Жезказган – Аркалык и под кладбищем, техногенные минеральные образования.

Геомеханические условия, сложившиеся на современном этапе разработки Жезказганского месторождения, определяются значительным разнообразием параметров залегания запасов, оставшихся в недрах (многоярусность оруденения, большой разброс геометрических параметров целиков, сложная форма горных выработок, разобщенность пустот по отдельным залежам и горизонтам, находящихся в различных горно-геологических условиях), наличием плотно застроенной земной поверхности, расположенной над выработанным пространством и существованием вторичного поля напряжений.

В результате геомеханической оценки сложившейся ситуации сформулированы допустимые условия отработки оставшихся запасов. Как показал анализ, недоработанные запасы лежат в основном в обрушенных участках, во флексурах, мульде сдвижения, сближенных залежах и охранных целиках. Указанные факторы существенно усложняют условия ведения горных работ и требуют создания новых эффективных способов добычи полезных ископаемых с минимальными потерями и разубоживанием и рентабельным извлечением запасов из недр.

Участки панелей, расположенных подповерхностными объектами и автодорогой республиканского значения Жезказган-Аркалык, находятся в нестабильном состоянии в связи с развитием процессов разрушения горного массива. Для обеспечения возможности ведения подземных горных работ на этих участках с целью вовлечения временно-неактивных запасов необходимо ускорить перенос поверхностных объектов из опасной зоны. Последующее принудительное погашение образовавшихся пустот позволит разрядить геомеханическую ситуацию и вовлечь в повторную добычу списанные запасы, сосредоточенные в целиках, кромках, в почве и кровле залежей.

Ведется поиск эффективных технологических решений по разработке природно-техногенных запасов полезных ископаемых в пологих, наклонных и сближенных рудных залежах. Предложен метод повышения полноты извлечения запасов системой подэтажных штреков с укреплением массива всяческого бока при отработке камерных запасов на флексурных участках и наклонных залежей с углом падения более 35°.

Разработана методика обоснования целесообразности применения технологии с самообрушением руды для отработки природно-техногенных запасов в зоне мульды сдвижения и обрушенного района Жезказганского месторождения. Предложена адаптивная циклично-поточная технология отработки пологих рудных залежей со сплошной выемкой руды с высокой полнотой извлечения. Приведены методика и схема расчета для оценки прочности междукammerных целиков.

При этом учитывались различные аспекты эффективного использования средств, выделяемых на решение рассматриваемой проблемы, и реализации в жезказганских условиях лучших достижений горной науки и практики.

Огромный объем инвестиций, необходимых для реализации проекта модернизации действующего производства при различных вариантах отработки Жезказганского месторождения (около 1,0 млрд. \$., а с учетом освоения Жиландинской группы месторождений – около 2,0 млрд. \$), ставит на повестку дня задачу изыскания и реализации различных способов оптимизации этих колоссальных затрат. Одним из реальных шагов в этом направлении может стать оптимизация очередности реализации намеченных в «Генеральном плане развития Жезказганского месторождения» [3] вариантов его разработки и этапов переноса поверхностных объектов, поставив их в зависимость от уровня капиталоемкости намеченных вариантов принимаемых решений в порядке ее возрастания.

В результате проведенной оценки предлагается взять за основу II вариант отработки Жезказганского месторождения [3] как наиболее эффективный, предусматривающий отработку активных балансовых, временно-неактивных балансовых запасов и запасов в целиках под охраняемыми поверхностными объектами с учетом их переноса, предлагаемых методик и технологий. Расчетный срок окупаемости капитальных вложений в реализацию II варианта составит $395,4/37 = 10,7$ лет. Сократить этот срок вполне возможно за счет перехода к применению новых, более эффективных технологий предобогащения, обогащения добываемых руд и металлургического передела.

В случае отказа от реализации II-го варианта отработки Жезказганского месторождения, срок отработки Жезказганского месторождения сократится на 17 лет и составит всего 10 лет. То есть вместо потенциально возможного срока завершения отработки месторождения в 2042 году он сдвинется на 2025 год. При этом в недрах останутся запасы всех указанных выше категорий.

Важным резервом укрепления минерально-сырьевой базы жезказганских рудников могут стать значительные объемы забалансовых запасов медьсодержащих руд Жезказганского месторождения, количество которых значительно (в семь раз по руде и в 1,8 раз по меди) превышает количество балансовых запасов. Эти данные приводят к выводу о необходимости решения задачи оценки технической возможности и экономической целесообразности вовлечения определенной части забалансовых запасов медьсодержащих руд в совместную эксплуатацию с балансовыми запасами.

Кроме того, существует острая необходимость изыскания эффективных технологий переработки таких руд. В связи с этим следует ускорить работы по проведению опытно-промышленной проверки новых технологий переработки минерального сырья, разработанных специализированными компаниями.

В целях более точного определения контуров залегания и разработки рудных залежей предлагается дополнить параметры промышленных кондиций более точными и гибкими параметрами эксплуатационных кондиций.

Принимая во внимание исключительно важное значение подземного транспорта для обеспечения бесперебойной и эффективной работы жезказганских рудников, а также высокие капитальные и эксплуатационные затраты, связанные с транспортировкой грузопотоков в заданных условиях, представляется целесообразным

рекомендовать проведение специального исследования по выбору наиболее экономической схемы транспорта для жезказганских рудников.

Высокая волатильность мировых цен на производимые металлы вносит значительную неопределенность в показатели и выводы по всем проектам, нацеленным на укрепление минерально-сырьевой базы ПО «Жезказганцветмет». В связи с этим необходима организация на постоянной основе мониторинга и актуализации исходных данных по всем разрабатываемым и реализуемым проектам и их финансово-экономическим моделям. В идеале в компании должна быть создана автоматизированная система проектирования разработки Жезказганского месторождения, с помощью которой можно будет вывести уровень проектных разработок предприятия на современный высокотехнологичный уровень и получить за счет этого значительный экономический эффект.

В перечень первоочередных мер, направленных на укрепление минерально-сырьевой базы жезказганских рудников предлагается включить в план НИОКР ТОО «Корпорация Казахмыс» на 2016 г. следующие работы:

- ТЭО по повторной отработки Жезказганского месторождения и месторождения Жомарт;
- Технологический регламент по отработке оставшихся запасов в мульде сдвигения и запасов в выемочных единицах, прилегающих к ним, с определением порядка и системы разработки (Анненский район);
- Технологический регламент на опытно-промышленную проверку предлагаемой технологии переработки ТМО.

В составе ТЭО повторной разработки следует отработать вопросы обоснованности проектных потерь и разубоживания, оптимизации схем подземного транспорта, и разделения рудопотоков свинцово-цинковых и медьсодержащих руд и др.

В целях решения проблем социально-экономического развития городов Жезказган, Сатпаев и Улытауского района Карагандинской области в 2011 году принято Постановление Правительства Республики Казахстан от 3 ноября 2011 года № 1283 [4]. Спустя два года в указанное постановление были внесены изменения, связанные с введением новой редакции «Комплексного плана...» и механизма контроля за ходом его выполнения [5]. При этом горизонт планирования был увеличен с 2017 до 2020 года.

На реализацию «Комплексного плана...» предусмотрено выделение из разных источников финансирования 351,526 млрд. тенге, в том числе за счет: республиканского бюджета 169,189 млрд. тенге (48,1%); местного бюджета 21,4 млрд. тенге (6,1%) и внебюджетных источников 160,936 млрд. тенге (45,8%).

Структурный анализ «Комплексного плана...» позволил определить распределение общего объема финансирования по его разделам. В общей сложности этот план включает 88 мероприятий, сгруппированных по девяти разделам: 1. Расширение минерально-сырьевой базы; 2. Индустриально-инновационное развитие; 3. Жилищно-коммунальное хозяйство; 4. Жилищное строительство; 5. Транспортная инфраструктура; 6. Социальная инфраструктура; 7. Экология и природопользование; 8. Мероприятия по предупреждению и ликвидации ЧС; 9. Развитие сельских территорий. На долю жилищно-коммунального хозяйства приходится более половины общих затрат на реализацию плана – 52,5%, расширение минерально-сырьевой базы – 20,8%, экология и природопользование – 12,2% и т.д. Эти три раздела «поглощают» свыше 85% всех затрат, поэтому именно они должны быть в центре внимания тех структур, на которые возложены функции и полномочия по управлению и контролю хода выполнения «Комплексного плана...».

Очевидно, что успех в реализации «Комплексного плана...» во многом будет зависеть от выполнения намеченного комплекса мероприятий по расширению минерально-сырьевой базы. Объем финансирования по этому разделу составляет

72,938 млрд. тенге и около половины этого объема приходится на принудительное отчуждение земельных участков поселка Жезказган и прилегающих населенных пунктов Весовая, Крестовский, Перевалка и ГРП.

Важнейшими мероприятиями «Комплексного плана...» являются также организация проведения поисковых работ на перспективных участках, выделение дополнительного финансирования геологоразведочных работ на территории горных отводов Жезказганского месторождения, выполнение генерального пересчета балансовых и забалансовых запасов, запасов охранных целиков и маломощных залежей Жезказганского месторождения (рудники Анненский, Северный, Восточный, Южный, Степной, Западный), составление ТЭО отработки запасов месторождения, вовлечение во вторичную переработку техногенных минеральных образований и др.

К настоящему времени уже выполнен ряд первоочередных мероприятий «Комплексного плана...». Завершен первый этап переселения жителей поселка Жезказган и прилегающих населенных пунктов, попавших в зону обрушения. На средства резерва Правительства построены 24 одноэтажных двухквартирных дома для переселения 48 семей. На повестке дня стоит вопрос вовлечения в разработку запасов медьсодержащих руд охранный целика под поселком Жезказган и прилегающих населенных пунктов. Пересмотрены и утверждены в ГКЗ РК новые параметры промышленных кондиций на руды Жезказганского месторождения, по которым выполнен пересчет и утверждение его балансовых и забалансовых запасов. Однако большая ответственность за выполнение «Комплексного плана...» требует настойчивой и хорошо скоординированной работы над реализацией намеченных мероприятий большого числа заинтересованных сторон – государственных, местных и корпоративных органов управления, научно-исследовательских, проектных и общественных организаций, поставщиков и потребителей продукции, работ и услуг, образовательных учреждений и сервисных компаний. Обеспечить максимально эффективную работу можно при условии применения методологии и инструментария кластерного подхода, доказавшего свою эффективность при решении актуальных проблем развития территорий во многих странах мира. В связи с этим предлагается рассмотреть вопрос о создании в Жезказгане Центра кластерного развития.

Источники

1. Протокол № 1428-14-К заседания Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых Республики Казахстан от 25 июля 2014 года. Техничко-экономическое обоснование промышленных кондиций на руды Жезказганского месторождения по состоянию на 01.01.2013 г. – Астана, ГКЗ РК, 2014.
2. Протокол № 1509-14-У заседания Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых Республики Казахстан от 23 декабря 2014 года. Рассмотрение материалов с подсчетом запасов Жезказганского месторождения меди по состоянию на 01.01.2013 г. – Астана, ГКЗ РК, 2014.
3. ТЭО «Генеральный план развития Жезказганского месторождения». В 12 томах, г. Жезказган, Головной проектный институт ТОО «Корпорация Казахмыс», 2013.
4. Постановление Правительства Республики Казахстан от 3 ноября 2011 года № 1283 «Об утверждении Комплексного плана социально-экономического развития городов Жезказган, Сатпаев и Улытауского района Карагандинской области на 2012 – 2017 годы».
5. Постановление Правительства Республики Казахстан от 31 декабря 2013 года № 1505 «О внесении изменений в постановление Правительства Республики Казахстан от 3 ноября 2011 года № 1283 «Об утверждении Комплексного плана социально-экономического развития городов Жезказган, Сатпаев и Улытауского района Карагандинской области на 2012 - 2017 годы».

Создание горных машин с электромагнитным приводом – шаг к импортозамещению

Едыгенов Е.К.,

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Предлагаются к рассмотрению результаты создания горных машин с электромагнитным силовым импульсным приводом для разрушения горных пород, их технико-технологические и конкурентные преимущества.

Ключевые слова: электромагнитные импульсные системы, электромагнитный молот, электромагнитный перфоратор, гидромолот, гидроперфоратор.

В республику импортируется до 95 % горного оборудования, и Казахстану, как крупнейшей горнодобывающей стране, необходимо создание своего горного машиностроения на базе разработок отечественных ученых.

При этом в 80-е годы XX столетия в Казахстане машиностроительные заводы выпускали оборудование для горной промышленности: Восточно-Казахстанский машиностроительный завод в г. Усть-Каменогорске выпускал буровые каретки, вибропитатели, вспомогательное самоходное оборудование; Алматинский завод шахтного оборудования АО «Массагет» - комплекс малогабаритного оборудования, вспомогательные машины; Риддерский ремонтно-механический завод - станки буровые, пневмоударники, перфораторы, зарядчики, лебедки скреперные, вспомогательное оборудование; завод Степногорского горно-химического комбината – гидроперфораторы; Каргормаш (г. Караганда) – оборудование для угольных шахт.

Заводы горного машиностроения Казахстана были ориентированы в основном на выпуск технических средств для механизации буровзрывных работ и машин вспомогательного назначения.

Развитие горного машиностроения в Казахстане должно быть ориентировано на комбинированную стратегию: организацию собственного производства горнорудных машин в сочетании с импортом лучших зарубежных образцов недостающего оборудования. Наряду с этим должно осуществляться восстановление номенклатуры ранее выпускавшегося горного оборудования на предприятиях Республики с постепенным достижением технического уровня современных фирм стран дальнего зарубежья и активное изготовление и использование принципиально новых машин и комплексов, разработанных учеными Казахстана.

На рудниках и карьерах Казахстана в качестве породоразрушающих машин и бурильных установок широко используются машины с гидравлическими силовыми импульсными системами - гидромолоты и гидроперфораторы, которые в республике не производятся и, как показывает практика, имеют ряд недостатков, связанных с:

- многократным преобразованием энергии из одного вида в другой;
- необходимостью для работы дополнительного оборудования;
- высокой стоимостью, составляющей до 50 % стоимости базовой машины;
- неустойчивой работой в суровых климатических условиях.

В Институте горного дела им. Д.А.Кунаева работы ведутся по разработке и созданию горных машин с электромагнитными силовыми импульсными системами, у которых электрическая энергия, преобразуясь в энергию магнитного поля, совершает механическую работу.

В настоящее время изготовлены и испытаны в полигонных и производственных условиях опытный образец электромагнитного молота (рисунок 1) [1], опытный и опытно-промышленный образцы электромагнитного перфоратора (рисунки 2, 3) [2],

изготовлен макетный образец конвейерного поезда с электромагнитным приводом и чертежи его отдельных узлов [3].



Рисунок 1 – Опытный образец электромагнитного молота, установленный на экскаваторе



Рисунок 2 – Опытно-промышленный образец электромагнитного перфоратора на буровом станке ЛПС-3у



Рисунок 3 – Опытный образец ЭМП на промышленных испытаниях в забое Риддер-Сокольного рудника АО «Казцинк»

Машины ударного действия большой мощности широко применяются для механизации технологических процессов. В горной промышленности к таким процессам относятся: разрушение пород в массиве и негабаритов; оборка кровли; выравнивание бортов и почвы горных выработок, в строительной – разработка мерзлых грунтов, разрушение бетонных блоков и кирпичных кладок, забивка свай, в машиностроительной – штамповка, прессование, в металлургии - для удаления шлака и футеровок печей [1].

Молоты среднего класса (с энергией удара от 1000Дж до 2000 Дж) используются для разработки траншей, строительства туннелей, сноса сооружений и т.д. Молоты тяжелого класса с энергией удара более 3000Дж применяются на рудниках, карьерах, при разрушении бетонных сооружений, забивке свай, проходке туннелей и т.д. На

рисунке 5 представлена диаграмма применения молотов среднего и тяжелого классов, из которой следует, что более предпочтительные для большого объема работ молоты тяжелого класса, имеющие высокую энергию удара и производительность.

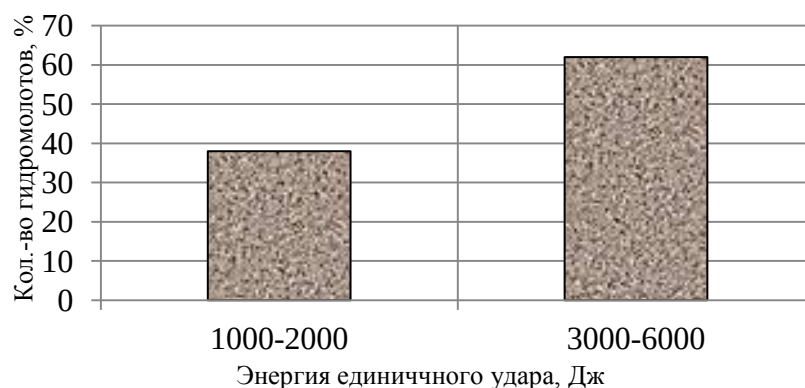


Рисунок 4 – Уровень применения ударных машин

Опытный образец электромагнитного молота (ЭММ) разработан как молот среднего класса на энергию удара до 2000 Дж, изготовлен на АО «Машзавод им. С.М. Кирова» по инновационному гранту АО «Национальное агентство по технологическому развитию».

Конструктивно ЭММ достаточно прост в изготовлении, поскольку отсутствуют детали, выполняемых по высокому классу точности, нет жестких требований к посадкам, для изготовления деталей не требуется дефицитных материалов и специальной оснастки. Основные узлы и детали [1]: четыре электромагнитных привода, работающих попарно для возвратно-поступательного движения ферромагнитных якорей и жестко связанного с ними при помощи коромысла бойка. При подаче напряжения на электромагнитные привода боек передает накопленную энергию рабочему инструменту для совершения работы.

Электромагнитный привод состоит из каркаса, выполненного секционным, обмоточного провода и магнитопроводов – бокового и двух торцевых. Каркас и магнитопроводы выполнены с внутренними каналами для протекания гидро-пневмоохладителей.

Конструктивная особенность системы регулирования температурным режимом электромагнитных приводов при их работе позволяет использовать ЭММ в условиях резко-континентального климата, когда температура колеблется от минус 40⁰С до плюс 40⁰С.

Техническая характеристика опытного образца ЭММ, полученная по результатам испытаний, представлена в Таблице 1.

Таблица 1 – Техническая характеристика опытного образца ЭММ

Наименование параметров	Единица измерения	Показатели
Энергия единичного удара	Дж	2000
Частота ударов	уд./мин	90
Энергия потребляемая	кВт	42
Габаритные размеры	мм	2458х918х450
Масса ЭММ в сборе	кг	1940
Рабочий ход	мм	240

Испытания ЭММ в качестве навесного оборудования на экскаваторе показали не только его надежную работу, но и потенциальные возможности, позволяющие создать конкурентоспособный образец электромагнитного молота, заключающиеся в [2]:

- увеличении показателя мощности единичного удара, а, следовательно, производительности добычных работ;
- варьировании энергией удара в широком диапазоне в зависимости от крепости разрушаемого объекта,
- снижении динамической нагрузки на элементы и детали электромагнитного молота, что повышает работоспособность машины;
- снижении общей массы (металлоемкости) электромагнитного молота.

Для реализации этих возможностей был разработан ряд технических предложений, позволивших:

- повысить коэффициент использования рабочей зоны электромагнитного привода;
- оптимизировать компоновку электромагнитных приводов;
- устранить магнитное взаимодействие между подвижными элементами ЭММ;
- расширить диапазон регулирования энергией единичного удара в пределах от 3000 Дж до 8000 Дж;
- разработать систему климат-контроля в электромагнитных приводах;
- уменьшить величину общей массы (металлоемкости) электромагнитного молота, и сформирован технический проект на создание опытно – промышленного образца ЭММ.

В таблице 2 приведены основные показатели гидромолотов [4] и опытно-промышленного образца ЭММ.

Таблица 2 – Сравнение основных показателей гидромолотов и ЭММ

Наименование параметров	Наименование молотов						
	Гидромолоты тяжелого класса						Электромагнитный молот
	MTB 215, Турция	MTB 255, Турция	MTB 285, Турция	MTB 365, Турция	Delta F-20S Корея	Delta F-35 Корея	Опытно-промышленный образец (проект)
Энергия удара, Дж	4500	5500	6000	8000	5300	7200	3000 ÷ 8000
Масса молота, кг	2200	2520	2950	3800	1800	2500	1800
Масса экскаватора, кг	25 000	29000	40000	90000	18000	29000	20000

Анализируя данные таблицы видно, что увеличение мощности удара у гидромолотов ведет к росту их массы и массы экскаватора. Так, гидромолот MTB 365 превосходит MTB 215 по энергии удара на 44%, но и масса у MTB 365 более, чем на 40%, больше, соответственно требуется больше и масса экскаватора. В то же время, электромагнитный молот, благодаря возможности варьировать энергией удара [3], может работать в диапазоне от 3000 Дж до 8000 Дж, не меняя экскаватор, и практически может заменить весь типоряд гидромолотов MTB, указанный в таблице, что является важным его конкурентным преимуществом.

Электромагнитный перфоратор (рисунок 2), разработанный в ИГД им. Д.А. Кунаева, предназначенный для бурения шпуров и скважин малого диаметра 40-85 мм в породах крепостью 10-20 по шкале Протодяконова с энергией удара 150 Дж и частотой 3000 ударов в минуту [6], также прост по конструкции.

Ударный узел электромагнитного перфоратора (ЭМП) состоит из электромагнитных катушек прямого и обратного хода. При подаче попеременно на эти катушки импульсов тока разной полярности от тиристорного блока питания боек совершает возвратно поступательное движение, нанося удары по хвостовику.

Опытный образец ЭМП успешно прошел производственные испытания на Риддер-Сокольном руднике АО «Казцинк» (рисунок 3). Анализ результатов производственных испытаний позволил внести ряд технических решений, на базе которых был разработан и изготовлен на АО «Машзавод им.С.М.Кирова» более совершенный перфоратор с энергией удара до 180 Дж (рисунок 2), готовый пройти испытания на рудниках Казахстана.

Опыт создания и результаты испытаний горного оборудования с электромагнитным приводом выявили следующие их конкурентные преимущества:

➤ Конструктивные:

– конструкция проста в изготовлении – нет жестких требований к посадкам; отсутствуют детали, выполняемые по высокому классу точности; не требуются для изготовления деталей дефицитные материалы и специальная оснастка;

– возможно изготовление на отечественных машиностроительных заводах.

➤ Эксплуатационные:

– отсутствует потребность для работы дополнительного оборудования (маслостанция, шланги высокого давления и т.д.);

– возможность устойчиво работать при температурах от минус 400 С до плюс 40 С;

– возможность регулирования энергией единичного удара в широком диапазоне;

– не влияют на экологическую обстановку окружающей среды.

➤ Социальные:

– развитие отечественного машиностроения и расширение номенклатуры выпускаемой продукции;

– увеличение рабочих мест;

– снижение импортозависимости.

Основной вывод:

– организация производства горного оборудования с электромагнитным приводом - это один из шагов, направленный на реализацию программы Правительства по развитию несырьевых секторов экономики, путем создания современных импортозамещающих и экспортоориентированных образцов техники.

Источники

- 1 Едыгенов Е.К. Электромагнитный молот-конкурент гидромолоту // Горный журнал Казахстана, 38. – 2015. – С.42-46.
- 2 Едыгенов Е.К. Электромагнитные силовые импульсные системы и их применение в горном деле // Труды «Научно-техническое обеспечение горного производства». – Алматы, 2015, Т. 87. – С.172-179.
- 3 Едыгенов Е.К., Панферов М.В. Конвейерный поезд с электромагнитным приводом для открытых горных работ // В мат. VI Междунар. конф. «Инновационные разработки в горно-металлургической отрасли». – Усть-Каменогорск, 2011. – С. 106-110.
- 4 Едыгенов Е.К., Кораблев Г.А., Вагапов Р.В., Ляшков В.И. Результаты испытания привода электромагнитного молота // Труды «Научно-техническое обеспечение горного производства», Т.86. – Алматы, 2014. – С. 176-183.
- 5 Модельный ряд МТВ./ Буклет. –Istambul. Turkey, 2015. – 15 с.
- 6 Едыгенов Г.А., Кораблев Г.А. Электромагнитный перфоратор для бурения крепких горных пород // В мат. Междунар. научно-практ. конф. «Комплексная переработка минерального сырья». – Караганда, 2008. – С.679-683.

Перспективы совершенствования технологии подземной отработки рудных месторождений

Жалгасулы Н., Гуменников Е.С.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Представлены новые технологические решения для снижения себестоимости строительства рудников и добычи полезных ископаемых, позволяющие унифицировать системы вскрытия и отработки компактных рудных тел для различных глубин залегания.

Ключевые слова: гидроимпульсная пушка, гидроимпульсный буровой снаряд, схема вскрытия.

Вскрытие и разработка рудных месторождений является весьма трудоёмким и энергоёмким процессом.

Институт горного дела им. Д.А.Кунаева в течение ряда лет ведёт поиск новых технологических решений для снижения себестоимости строительства рудников и добычи полезных ископаемых. При этом акцент делается в плане освоения месторождений с малыми запасами ценных руд и металлов.

Целью поисков является созданию высокоэффективных технологий, позволяющих кратное повышение эффективности подземных работ, что должно обеспечить вовлечение в отработку несколько тысяч малых по объёму или полезному содержанию месторождений Казахстана. Такие многочисленные месторождения в совокупности объёмов позволят увеличить сырьевую базу Республики на несколько десятков лет, и тем самым решить проблему занятости населения многих малых городов и населённых пунктов.

Новые решения должны кратно снизить капитальные и эксплуатационные затраты, например за счёт применения крутонаклонных схем вскрытия конвейерными стволами, оборудованными конвейерами принципиально новой конструкции, способными обслуживать и проходку этих выработок малым сечением.

Уже в настоящее время Институт ведёт разработки по созданию технологии мелкофракционной отбойки горной массы любой фактической крепости с помощью мощных гидроимпульсных пушек собственной конструкции.

Создание новой экономически эффективной схемы вскрытия рудных тел, способной также эффективно использоваться на их отработке, строится из предпосылки поточной и безопасной проходки крутопадающих выработок с высокой скоростью и производительностью.

Отказ от буровзрывного метода проходки и добычи в пользу гидроимпульсного разрушения с электрическим приводом, благодаря экологической нейтральности процесса, позволит многократно уменьшить объёмы проветривания и средств вентиляции при полном соответствии санитарным нормам в рудничной атмосфере.

Следствием внедрения разработок Института будет значительное уменьшение объёма выемки пустой породы на проходке капитальных, подготовительных и нарезных выработок, а также снижение сроков подготовительных периодов, самого строительства и далее сроков отработки залежей.

Рассматриваемые Институтом горного дела пути унификации и повышения эффективности горнодобывающей отрасли включают в себя следующие основные технические решения, не имеющие аналогов в отечественной и мировой практике:

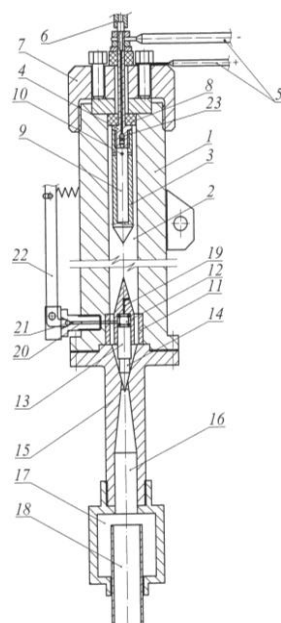
1. Поточная мелкофракционная гидроимпульсная отбойка крепких и самых крепких горных пород гидропушками типа ГПЭ-1200 на проходке вскрывающих крутонаклонных выработок сверху вниз;
2. Наклонная или крутонаклонная панельно-слоевая отработка рудных тел снизу вверх на всю высоту рудного тела методом гидроимпульсной отбойки с ГПЭ-1200;

3. Наклонная или крутонаклонная гидроконвейерная транспортировка мелкофракционной горной массы любой крепости и абразивности по кратчайшему пути из добычных наклонных или крутонаклонных панельных конвейерных заходов и далее на поверхность по конвейерным вскрывающим выработкам малого сечения.

Современные схемы с вскрывающими наклонными автосъездами всем нам хорошо известны. Однако большие сечения по автотранспорту, малый угол наклона и соответственно большая протяжённость уклонов, а также буровзрывной способ проходки выработки с обратным уклоном и цикличная автомобильная доставка горной массы на поверхность создали большие технические и экономические проблемы на строительстве, на эксплуатации и на поддержании наклонных съездов в безопасном состоянии. В результате эта схема не нашла признания эксплуатационников повсеместно.

Поточное разрушение горных пород на проходке и отработке рудных тел

На рисунке 1 дана схема конструкции гидроимпульсной пушки ГПЭ-1200. Техническая скорость проходки крутонаклонных стволов сечением 10-12 м² с гидроимпульсной пушкой ГПЭ-1200 по расчётам достигает 950 пог.м в месяц при коэффициенте использования рабочего времени 0,5.



- 1- Ствол гидропушки;
- 2- Полость сжатия слабого электролита;
- 3- Электроразрядник;
- 13- Запорный клапан установленного давления;
- 15 - Аэрогидродинамический канал;
- 17- Глушитель шума;
- 18- Патрубок формирования водяного снаряда.

Рисунок 1 - Схема устройства гидроимпульсной пушки ГПЭ-1200

Разрушающая энергия водяного снаряда массой 3,5 кг при скорости 850 м/с составит 1200 кДж, способная разрушить до 100 дм³ самой крепкой и абразивной породы. Техническая частота выстрелов 12-15¹/мин.

Добычные работы при проходке крутонаклонных панельных заходов, как и проходка капитальных выработок также обеспечивается гидроимпульсной пушкой ГПЭ-1200. Техническая производительность одной гидропушки может достигать 500 тыс. м³ в год, причём на проходке панельных наклонных или крутонаклонных выработок, проходимых с обратным уклоном. Принимая коэффициент использования рабочего времени 0,5 практически обеспечивается производительность 250 тыс.м³ или 650 тыс. т в год. Одновременно работающие 3-4 добычные забои обеспечивают производительность рудника 2-2,5 млн т в год.

Экспериментальный образец гидроимпульсного бурового снаряда (рисунок 2) разработан ИГД и изготовлен на Алматинском машиностроительном заводе «Алькор».

В настоящее время находится на доработке с переводом экспериментальной стадии разработки на опытную.



Рисунок 2 – Экспериментальный образец гидроимпульсного бурового снаряда УПГ-1

Схема проходки крутонаклонной выработки сверху вниз показана на рисунке 3

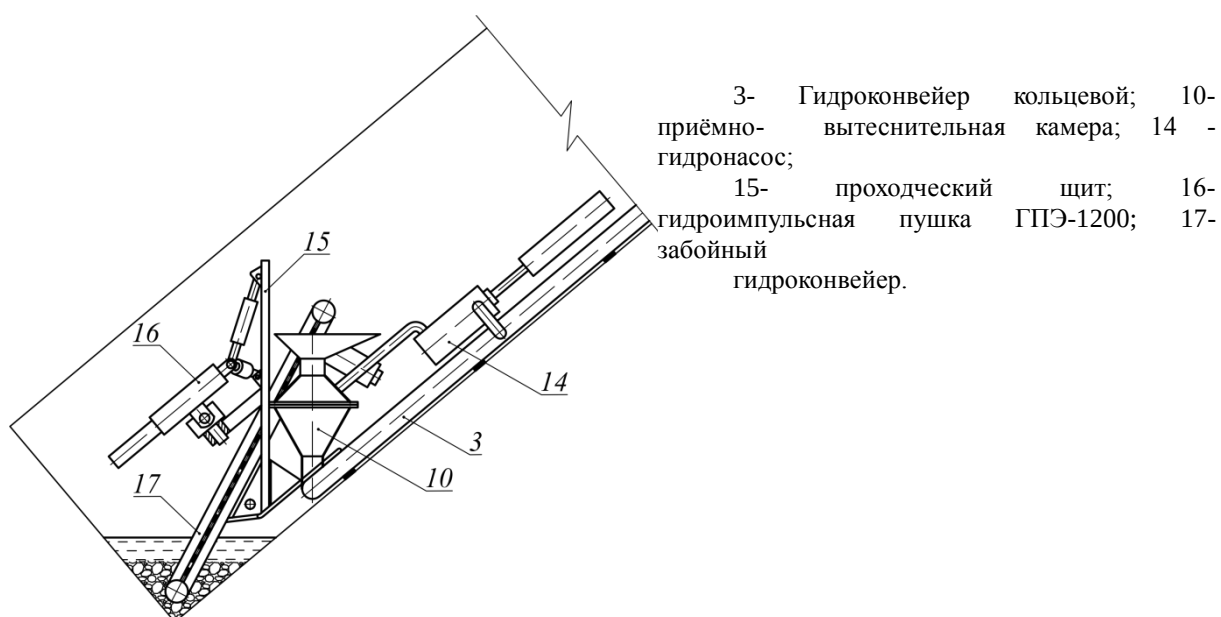
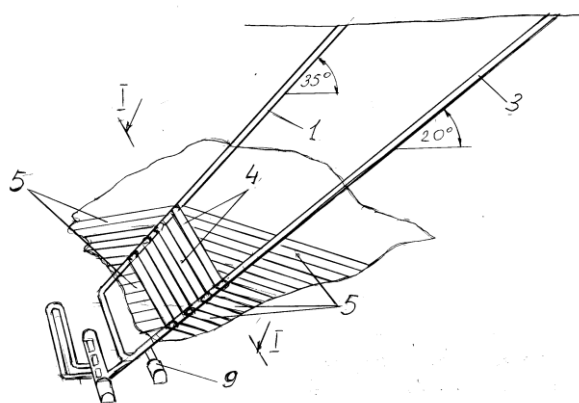


Рисунок 3 - Схема размещения проходческого оборудования для проходки крутонаклонной выработки

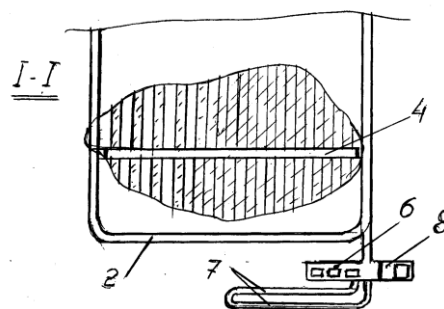
Универсальная схема вскрытия и отработки компактных рудных тел

Предлагается схема вскрытия новых месторождений парой крутонаклонных конвейерных стволов сечением не более 10-12 м² каждый, проходимых с помощью мощных гидроимпульсных пушек с электрическим приводом. Пример такого вскрытия дан на рисунках 4 и 5.

Здесь рудное тело 1, вскрыто двумя крутонаклонными стволами с двусторонним боковым обхватом рудного тела по вмещающим породам. Вентиляционный ствол 2 оборудован трубопроводом для подачи материала для закладочных работ (на схеме не показан). Угол его наклона не менее 35° по условию естественного скольжения водонаполненного закладочного материала по металлу. Конвейерный ствол 3 оборудован выдачным гидротранспортным кольцевым трубопроводом.



1-Вентиляционный крутонаклонный ствол;
3- Конвейерный крутонаклонный ствол; 4- Орты рудные; 5- Панельные крутонаклонные заходки;
9- Камера морозильных агрегатов.



1- Кольцевой штрек; 4 - Первый транспортный орт;
6- Насосная камера; 7- Водосборник; 8- Камера электроподстанции.

Рисунок 4 - Схема вскрытия и подготовки компактного рудного тела

Рисунок 5 - Сечение в плоскости вскрытия 1-1

Отработка рудного тела выполняется системой крутонаклонных панелей (от 20 до 40°), отрабатываемых слоями снизу вверх на всю высоту залежи без целиков. Каждая из панелей состоит из чередующихся крутонаклонных выработок (заходок) из проходимых, целиковых и закладываемых твердеющей закладкой.

С целью удешевления закладочных работ будут произведены практические исследования возможности выполнения закладки из смеси твердого материала с водой с последующим интенсивным замораживанием. Положительный результат исследования позволит значительно повысить эффективность новой системы разработки. Соответствующее морозильное оборудование в настоящее время создано на стадии «экспериментальный образец» нашим Институтом.

С применением ледопородной закладки отработка может производиться в следующем порядке: После проходки и закладки всех заходок в плоскости панели производится переход на следующую панель по вертикале, причём возможен нисходящий и восходящий вариант отработки смежных панелей. При этом все подготовительные выработки выполняются по руде, а по пустой породе проходятся только вскрывающие стволы.

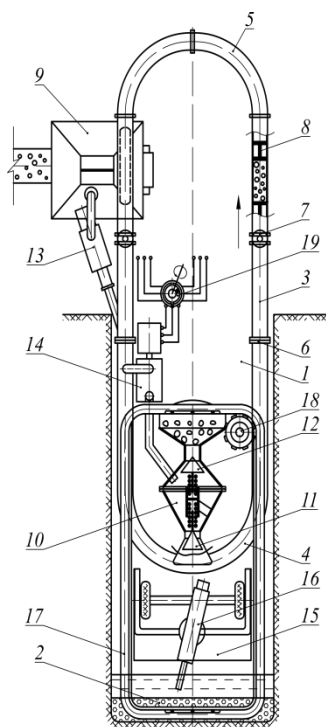
Отработка каждой панели заходками выполняется в следующем порядке. Сначала проходится первая оконтуривающая заходка до конечной отметки. Затем с оставлением целика шириной, равной ширине заходки проходится следующая заходка. За время проходки второй заходки в первой монтируется трубопроводная замораживающая сеть,

выработанное пространство закладывается самотёком водопородной смесью, устанавливается и подключается к электросети передвижной морозильный агрегат и производится замораживание закладочной массы. К этому времени заканчивается проходка второй заходки и с новым оставлением целика проходческое оборудование перемещается на третью заходку, а во второй повторяется процесс закладки. После проходки всех первичных заходов в панели в шахматном порядке, производится проходка по оставленным целикам и их закладка.

После полной отработки и закладки всей панели закладывается по той же схеме транспортный орт, используя его наклон в сторону конвейерного ствола. Затем над заложенным ортом проходится смежный орт и уже из его боковых стенок разрабатывается новая панель, подошва которой является кровлей предыдущей заложенной панели. Такая система отработки, выполненная на всю высоту рудного тела имеет вид ёлки.

Крутонаклонный забой выемочной заходки с оснащением проходческим и транспортным оборудованием ничем не отличается от крутонаклонного забоя вскрывающего ствола с поверхности.

Поточный гидротрубопроводный транспорт для крутонаклонной доставки горной массы на поверхность представлен на рисунке 6.



- 1-Крутопадающая выработка;
- 2- Подтопленный забой;
- 3-Транспортный трубопровод;
- 4- Нижнее кольцо трубопровода;
- 5- Верхнее кольцо;
- 6- Секционные фланцы;
- 7- Задвижки;
- 8- Свободно-плавающие поршни-скребки;
- 9- Ёмкость для шламоочистки;
- 10- Приёмно-вытеснительный аппарат;
- 11- выпускной клапан;
- 12- Загрузочный клапан;
- 13-Насос струйного привода;
- 14- Насос двухсторонней перекачки напорной воды;
- 15- Щит;
- 16- Гидроимпульсная пушка;
- 17- Забойный перегружатель

Рисунок 6 - Схема размещения проходческого и транспортного оборудования на проходке крутонаклонных выработок

Сооружаемая крутонаклонная выработка 1 с подтопленным забоем 2 оборудована кольцевым трубопроводным гидроконвейером 3, способный работать при любых углах наклона выработки и изгибаться в соответствии с её трассировкой. Внутри трубопровода помещены гантелеобразные поршни – скребки 8, которые перемещаются вместе с грузопотоком водоструйными насосами высокого давления 20. Забойный приёмно-вытеснительный аппарат 9 соединён с транспортным трубопроводом и управляется в автоматическом режиме насосом двухстороннего действия 22. Приёмно-вытеснительный аппарат 9 имеет размеры, соответствующие своему размещению в проходимой выработке. Отбойка и измельчение горной массы выполняется гидроимпульсной пушкой 26. Забойный перегружатель горной массы из подтопленного

водой забоя в приёмно-вытеснительный аппарат также имеет кольцевой трубчатый корпус 27. Привод может применяться также водоструйный, либо другой известной конструкции.

Выводы и возможные результаты от реализации новых решений

Основным результатом новых предложений является значительное снижение себестоимости добычи полезных ископаемых. Снижение себестоимости идёт за счёт сокращения физических объёмов подземного строительства рудника, а также за счёт высокой производительности отбойки экологически чистым способом и транспортировки горной массы по выработкам наименьшего сечения, оснащённых гидротрубопроводным конвейером. Эти решения позволят резко сократить сроки и строительства и отработки. Кроме того, себестоимость снижается за счёт ликвидации попутной выемки пустых пород, поскольку все подготовительные выработки проходятся по руде.

Новым техническим результатом является достижение полной универсализации системы отработки в подземном варианте исполнения, как для мелкозалегающих рудных тел, так и глубоко залегающих. При этом себестоимость производства будет в своей основной части зависеть только от глубины разработки, главное в которой являются затраты электроэнергии привода гидроконвейера на различную высоту.

Крутонаклонностью добычных заходов достигается высокое качество закладки, представляющих возможность эффективного использования гравитационной силы закладочной смеси.

Новые технико-технологические решения позволят унифицировать системы вскрытия и отработки компактных рудных тел для различных глубин залегания, при этом будет достигнута высокая технико-экономическая эффективность работы горнодобывающего предприятия в целом за счёт значительного снижения физических объёмов как капитальных, так и подготовительных выработок. Кроме того, достигается высокая экологическая и технологическая безопасность подземных работ.

Многие месторождения, проектируемые для отработки карьерами, могут быть полностью перепроектированы на подземную отработку, как более эффективные экономически и не требующие дорогостоящей рекультивации.

Примером эффективности разрабатываемого Институтом направления могут служить данные Технико-Экономического Расчёта отработки крутопадающего вольфрамового штокверка с глубиной падения 450 м месторождения Акмая по новой технологии в сравнении с отработкой карьером до глубины 150 м. Расчёт с буровзрывной технологией показал убыточное производство с отрицательным сальдо - 9,8 млн. долл. США. При этом остальная часть штокверка 300 м не имеет технологии отработки.

По новой технологии отработка выполняется на полную глубину с положительным сальдо в 359 млн. долл. США.

Применение рейтинговой классификации массива горных пород в условиях Жайремского месторождения

Имашев А.Ж., Бахтыбаев Н.Б., Таханов Д.К., Мұратұлы Б., Рашид Ж.Б.
(Карагандинский государственный технический университет, г. Караганды, Казахстан)

Приведена методика оценки качества горных пород через рейтинговые классификации массива в условиях Жайремского месторождения. Определен геологический индекс прочности пород для разных участков массива по критерию Хоека-Брауна, который применяется при численном моделировании НДС массива.

Ключевые слова: рейтинговые классификации, горные породы, крепление, устойчивость, условия трещиноватости.

Введение

Рейтинговая классификация массива горных пород образует основу эмпирического подхода к решению проблем оценки устойчивости массива горных пород, проектировании выработок, выборе параметров крепления, обосновании систем отработки.

Использование рейтинговых (количественных) систем классификации массива горных пород получило широкое применение в Австрии, Южной Африке, США, Европы и Индии по следующим причинам:

- решение о степени устойчивости горного массива принимается на основе наблюдений геологической, маркшейдерской, геотехнической служб рудника;
- рейтинговая система основана на опыте проведения горных выработок;
- рейтинговая классификация упрощает процесс выбора крепи в зависимости от различных горно-геологических и горнотехнических условий;
- внедрение рейтинговой классификации для оценки состояния массива позволяет аккумулировать и использовать опыт проведения выработок.

Существующие рейтинговые классификации массива горных пород в зарубежной практике приведены в [1, 2]. Неоценимый вклад в развитие рейтинговых классификаций внесли Д. Дир, З. Бенявский, Н. Бартон, Д. Лобшир, Е. Хоек, К. Терцаги и др. Из постсоветских ученых профессором Н.С. Булычевым предложена методика балльной оценки устойчивости трещиноватых пород в горных выработках по их склонности к вывалообразованию [3].

При оценке устойчивости массива горных пород рудника «Ушкатын-3» Жайремского месторождения применяются рейтинговые классификации Q-system по Н. Бартону [4] при выборе типа и параметров крепи, RMR по З. Бенявскому [5] и GSI по Хоеку-Брауну [6] при анализе устойчивости горных пород вблизи очистных пространств.

Постановка задачи

Крутопадающие рудные тела месторождения «Ушкатын-3» отрабатываются комбинированным способом. На границах между карьером и подземным рудником оставлены охранные целики из рудных тел и потолочные целики между горизонтами. В настоящее время очистные работы ведутся на отметке +96 м [7]. Предусмотрено отработка охранных целиков между карьером и подземным рудником с поверхности до отметки +144 м (рисунок 1). Целью работы является подготовка данных для численного анализа геомеханического состояния массива горных пород вблизи охранных и потолочных целиков с использованием рейтинговых классификаций.

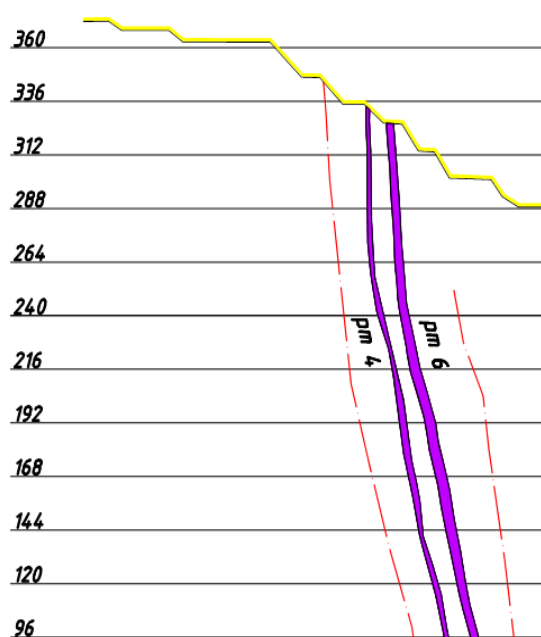


Рисунок 1 – Геологический разрез исследуемого участка месторождения

Методика исследования

Численный анализ геомеханического состояния массива будет осуществляться по критерию прочности Хоека-Брауна. Важной составляющей при получении данных о прочности горных пород является показатель геологического индекса прочности (GSI).

Значение GSI выбирается из диаграммы (рисунок 2), которую разработали Хоек и Браун в 90-х годах XX века [6]. GSI определяется в зависимости от степени нарушенности массива трещинами и категорией устойчивости массива по рейтингу RMR (рисунок 2). Получается, что выход на GSI осуществляется через рейтинг RMR по достаточно простой корреляции (1):

$$GSI = RMR - 5 \quad (1)$$

Rock Type: General GSI Selection: 55 OK		SURFACE CONDITIONS				
		VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90	80	70	N/A	N/A
		80	70	60	50	40
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	70	60	50	40	30
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets	60	50	40	30	20
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity	50	40	30	20	10
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces	40	30	20	10	N/A
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A	10	N/A	N/A

Рисунок 2 – Диаграмма определения геологического индекса прочности (GSI)

Рейтинг RMR определяется по шести параметрам согласно формуле (2):

$$RMR = J_{A1} + J_{A2} + J_{A3} + J_{A4} + J_{A5} + J_B \quad (2)$$

Для определения рейтинга RMR были определены следующие параметры и структурные показатели массива горных пород: прочность пород на одноосное сжатие (J_{A1}), показатель качества пород RQD (J_{A2} – критерий устойчивости по Д. Диру) [8], расстояние между трещинами (J_{A3}), условия трещиноватости J_{A4} (шероховатость, длина, раскрытие, заполнитель и выветрелость трещин), условие обводненности выработок (J_{A5}) и направление трещин относительно оси выработки (J_B).

Результаты

Исследуемый участок месторождения был разделен на 5 зон по глубине расположения действующих горизонтов. Для этих зон были определены показатели GSI и RMR. Результаты сведены в таблицу 1.

Таблица 1 – Значение рейтинга RMR и показателя GSI

Участки по отметкам	Глубина с поверхности, м	RMR	GSI	Примечание
1	2	3	4	5
373 – 288	85	62	57	Зона коры выветривания
288 – 240	133	60	55	Скальный массив
240 – 192	181	65	60	Скальный массив
192 – 144	229	67	62	Скальный массив
144 - 96	277	67	62	Скальный массив

Показатель GSI является исходной информацией при уточнении физико-механических свойств и построении паспорта прочности горных пород по критерию прочности Хоека-Брауна (рисунок 2).

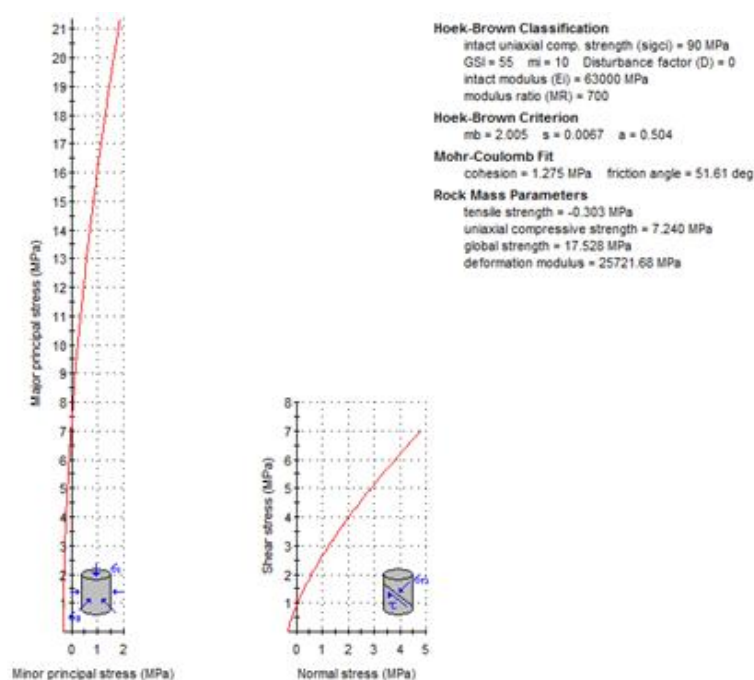


Рисунок 2 – Паспорт прочности горных пород

Параметры прочности массива горных пород по критерию Хоека-Брауна (m_b , s , a) определяются с помощью программы по следующим данным:

- сопротивление одноосному сжатию ненарушенной породы;
- геологический индекс прочности GSI,
- параметр ненарушенной породы;
- коэффициент нарушенности массива взрывными работами;
- модуль деформации ненарушенной породы.

Результаты определения параметров прочности горных пород по критерию Хоека-Брауна приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Прочностные показатели по критерию Хоека-Брауна

Участки по отметкам	Прочность неповрежденной горной породы, МПа	Параметр m_b	Параметр s	Модуль деформации массива, МПа
1	2	3	4	5
373 – 288	70	1,507	0,0084	11871
288 – 240	90	2,005	0,0067	25721
240 – 192	100	2,397	0,0117	36400
192 – 144	120	2,574	0,0147	47487
144 - 96	120	2,574	0,0147	47487

Выводы

Прочностные параметры по критерию Хоека-Брауна используются в качестве исходных данных численного моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород при процессе самообрушения охранных целиков.

В результате исследований было установлено, что для очень блочных устойчивых и среднеустойчивых горных пород значение GSI колеблется от 55 до 62.

Анализ полученных данных показывает, что GSI для рассматриваемого примера изменяется с увеличением глубины ведения горных работ, но при достижении глубины 230 м GSI и параметры прочности массива горных пород по критерию Хоека-Брауна остаются постоянными.

Источники

- 1 Singh, B., Goel, R. Rock Mass Classification. – Printed in the Netherlands: Elsevier, 1999. – 267 p.
- 2 Кузмин Е.В., Узбекова А.Р. Рейтинговые классификации массивов горных пород и их практическое применение // ГИАБ. Семинар 13, 2004. – С. 181-185.
- 3 Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1982. – 270 с.
- 4 Barton, N., Lien, R., and Lunde, J. Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support, Rock Mechanics, Springer-Verlag, Vo.6, 1974. – P. 189-236.
- 5 Bieniawski, Z.T. Engineering Classification of Jointed Rock Masses, The Civil Engineer in South Africa, 15, 1973. – P. 335-344.
- 6 Hoek, E. and Brown, E.T. Practical Estimation of Rock Mass Strength, Int. Jr. Rock Mech. and Min. Sci., Pergamon, Vol. 34, No. 8, 1997. – P. 1165-1186.
- 7 Имашев А.Ж., Бахтыбаев Н.Б., Таханов Д.К., Рашид Ж., Муратұлы Б. Внедрение геологического индекса прочности (GSI) для горных пород месторождения «Ушкатын-3» // Труды Международной научно-практической конференции «Интеграция науки, образования и производства – основы реализации Плана нации» (Сагиновские чтения №7). КапГТУ, 2015. – С.43-44.
- 8 Deere, D. U. Geological Considerations, Rock Mechanics in Engineering Practice, ed. R. G. Stagg and D. C. Zienkiewicz, Wiley, New York, 1968. – P. 1-20.

Оптимизация работы экскаваторно-автомобильного комплекса методом имитационного моделирования

Канагатова А.А.¹, Сандибеков М.Н.², Галиев Д.А.¹

(¹ Филиал РГП «НЦКМС РК» «ИГД им. Д.А.Кунаева», г. Алматы, Казахстан,

² РГП «НЦКМС РК», г. Алматы, Казахстан)

Развитие и совершенствование исследований в области горно-транспортных работ на основе современных компьютерных технологий, в первую очередь, с использованием геоинформационного и имитационного моделирования.

Ключевые слова: имитационное моделирование, экскаваторно-автомобильный комплекс, программно-методический комплекс, горно-транспортный комплекс.

Имитационное моделирование в системе управления горным производством

Согласно общим определениям под моделью понимают образец, макет, описание или схему какого-нибудь физического объекта или явления, а моделирование представляется как процесс формирования модели или способ отображения объекта. В переводе с латинского слово «модель» (modulus) означает мера, образец. Судя по многочисленным вариантам определения имеющихся и используемых на практике методов моделирования, процесс формирования знаний в этом направлении еще далеко не завершен и попытки их систематизации и описания продолжают время от времени появляться в периодической печати. Основным назначением моделей и методов моделирования является исследование объектов познания или серийный выпуск этих объектов.

Наиболее четкое описание всех существующих на современном этапе разновидностей моделей, по мнению автора, дано в классификации В.А. Веникова, представленной на рисунке 1 [1]. В ней методы моделирования делятся на три основные группы: полные, неполные и приближенные модели. В неполных моделях протекание процессов подобно только во времени или только в пространстве. В полном - процессы, характеризующие изучаемое явление, подобно изменяются во времени и пространстве. Способ приближенного моделирования заключается в том, что некоторые факторы, заведомо влияющие, но не оказывающие решающего действия на протекание процесса, моделируются приближенно или совсем не моделируются.

В свою очередь полные, неполные и приближенные модели подразделяются на мысленные и материальные исходя из того, каков способ отображения модели лежит в основе. Первые не реализуются с помощью каких-либо материальных носителей (математическое описание), вторые реализуются при помощи материальных веществ (ПЭВМ, макет из какого-либо материала и т.д.). И те, и другие могут отражать временные характеристики либо в детерминированном реальном (неизменном) или измененном масштабе, либо стохастический [2].

По способу описания модели подразделяются соответственно: мысленные – на наглядные, знаковые и математические; материальные – на натурные, физические и математические.

В горном деле преимущественно используются натурное, физическое и математическое моделирование, которое представляет собой специально поставленное исследование объекта познания в его естественной среде при подобных или измененных в нужном направлении условиях. Физическая модель воспроизводит функциональные и динамические характеристики объекта при сохранении его геометрического подобия. Физические модели могут отличаться от оригинала материалом и скоростью течения исследуемого процесса. Математическое моделирование применяется для исследования сложных производственных процессов, систем и объектов на аналоговых и электронных вычислительных машинах и функциональных кибернетических устройствах.



Рисунок 1 – Классификация методов моделирования (по В.А. Веникову)

Имитационное моделирование является эффективным средством решения задач анализа и управления сложными системами и процессами [4]. Он обеспечивает представление моделируемого процесса в динамике и с любой степенью детализации. Имитационная модель уже сама по себе после создания и тестирования представляет собой знания о моделируемом процессе и, более того, служит источником получения новых знаний [3].

Практическое применение в горной промышленности находит также теория игр - раздел исследований операций, занимающийся теорией математических моделей принятия оптимальных решений в условиях конфликтов или неопределенности.

Моделирование является одним из методов проектирования открытых разработок [3]. Предметом проектирования открытых разработок являются вопросы инженерно-геологического и горного циклов; комплексной механизации процессов добычи, вскрышных работ и первичной переработки полезных ископаемых, а также экономики и организации производства, обеспечивающие рациональную эксплуатацию месторождения при безопасных и комфортных условиях горных работ.

Моделирование работы экскаваторно-автомобильного комплекса

Описание исходных данных экскаваторно-автомобильного комплекса Куржункульского карьера

Оценка экскаваторно-автомобильной системы Куржункульского карьера на период интенсивной эксплуатации производилась с использованием метода имитационного моделирования посредством ИПК «СЕВАДАН-AUTO», на основе представленной техническим отделом АО «ССГПО» информации о положении в карьере на 2014 г.

Информация по автосамосвалам

Судя по принятой организации работы транспорта (обслуживание экскаваторов на погрузке по открытому циклу) машины грузоподъемностью 120 т передвигаются в карьерном пространстве по одним и тем же дорогам и могут попадать под погрузку под разные экскаваторы.

В период сбора исходной информации все данные по рассматриваемым автосамосвалам заносятся в исходные базы данных информационного программно-методического комплекса «СЕВАДАН-AUTO». Порядок представления данной информации в базах данных изображен в данном случае на примере автосамосвала БелАЗ-75145 в соответствии с рисунком 2. Тяговые характеристики по моделям хранятся в численном выражении согласно представленным графическим характеристикам.

Списочный парк автосамосвалов															
№	Модель	Гарантийный номер	Грузоподъемность Q, т		Масса, м3 (21)	Р. порожняк, т	Год выпуска	Рабочее состояние	Двигатель		Трансмиссия		Шины		Амортизация
			ном.	факт.					Н, кВт номинал.	КПД факт.	Тип	КПД юмин	С, тыс.тг	Пробег шн, тыс. км	
1	БелАЗ-75145	01	120,0	45,0	61,0	90,0	2004	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
2	БелАЗ-75145	02	120,0	45,0	61,0	90,0	2004	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
3	БелАЗ-75145	03	120,0	45,0	61,0	90,0	2004	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
4	БелАЗ-75145	04	120,0	45,0	61,0	90,0	2004	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
5	БелАЗ-75145	05	120,0	45,0	61,0	90,0	2004	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
6	БелАЗ-75145	06	120,0	45,0	61,0	90,0	2005	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
7	БелАЗ-75145	07	120,0	45,0	61,0	90,0	2005	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
8	БелАЗ-75145	08	120,0	45,0	61,0	90,0	2005	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
9	БелАЗ-75145	09	120,0	45,0	61,0	90,0	2005	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
10	БелАЗ-75145	10	120,0	45,0	61,0	90,0	2005	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
11	БелАЗ-75145	11	120,0	45,0	61,0	90,0	2005	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
12	БелАЗ-75145	12	120,0	45,0	61,0	90,0	2005	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
13	БелАЗ-75145	13	120,0	45,0	61,0	90,0	2006	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	5,00
14	БелАЗ-75145	14	120,0	45,0	61,0	90,0	2006	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	28 060,00
15	БелАЗ-75145	15	120,0	45,0	61,0	90,0	2006	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	28 060,00
15	БелАЗ-75145 (120)	15	120,0	45,0	61,0	90,0	2006 +	✓	895,0	0,65	ЗМ	0,78	437,00	30,00	28 060,00
15															0,1430

Рисунок 2 – Экранная форма формирования списочного парка автосамосвалов (Программно-функциональный комплекс «СЕВАДАН-AUTO»)

Информация по экскаваторам

Техническая производительная мощность каждой единицы экскаваторного оборудования устанавливалась исходя из его современного технического состояния (степень износа, КПД двигателя), собственных основных технологических и технических параметров (время цикла и емкость ковша), а также физико-механических свойств погружаемой им горной массы (плотность горной массы, коэффициент разрыхления). В процессе имитационного моделирования данная производительность будет корректироваться в зависимости от времени обмена (организация взаимодействия горного и транспортного оборудования) и полезной массы обслуживаемых автосамосвалов, интервала прибытия машин в пункт погрузки-выгрузки. Все указанные факторы будут приниматься таковыми, как это имеет место на реальном исследуемом объекте.

Информация по моделям экскаваторов и по списочному экскаваторному парку машин в базовом варианте горно-транспортного комплекса, занесенные в исходные базы данных информационного программно-методического комплекса «СЕБАДАН-АВТО», представлена на рисунке 3. Здесь представлены паспортные характеристики машин и основные технико-экономические показатели их эксплуатации.

№	Наименование	Номер в парке	Год ввода в эксплуатацию	Рабочее состояние	Фактическое время цикла, сек	Остаточная стоимость, тыс.тн	Дополнительные данные			
							стоимостные, тыс.тн/мес	по двигателю	КПД	
							Затраты на материалы	Неучтенные расходы	Коэффициент использования мощности	
1	ЭКГ-8И	13	2011	✓	26,00	139 080,00	1 061,00	0,00	0,35	0,940
2	ЭКГ-8И	125	2011	✓	26,00	139 080,00	1 061,00	0,00	0,35	0,940
3	ЭКГ-10*	70	2011	✓	26,00	139 080,00	1 061,00	0,00	0,35	0,940
4	ЭКГ-8И	134	2011	✓	26,00	139 080,00	1 061,00	0,00	0,35	0,940
5	ЭКГ-8И	132	2011	✓	26,00	139 080,00	1 061,00	0,00	0,35	0,940

Рисунок 3 – Экранная форма формирования списочного парка экскаваторов

Информация по автотрассе

Структура рассматриваемой схемы автотрассы, принятой по данным о положении горных работ в карьере на 2014 год, представлена на рисунке 4. Автомобильная трасса периодически, по мере изменения ситуации в карьерном пространстве, корректируется. Для исследований использовалась последняя версия полученной электронной версии автотрассы и в связи с этим ее достоверность имеет высокую степень.

Ограничение скоростей движения автотранспорта на уклонах (на съездах): летом – 30 км/час, зимой – 20 км/час., так как в информационно программно-методическом комплексе «СЕБАДАН-АВТО» не рассмотрены ограничение скоростей движения автотранспорта на летние и зимние время, мы берем среднее значение 25 км/час, также для случая на горизонтальном участке (участок движения): летом – 35 км/час, зимой – 25 км/час, берем среднее значение 30 км/час. Тип дорожного покрытия – укатанное грунтовое в забое и на отвале, ширина полосы движения – 9,5 и 12,5м, типы блок-участка применены: съезд, участок движения и участок для маневра.

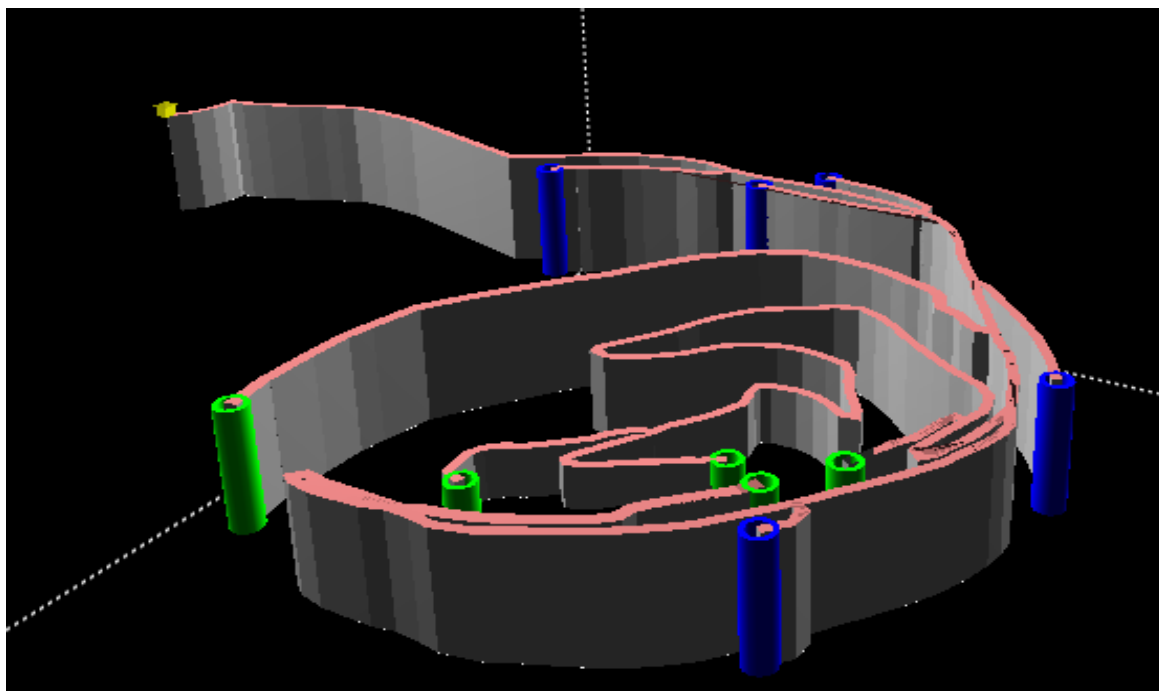


Рисунок 4 – Модель схемы транспортных коммуникаций, совмещенная с планом горных работ (Программно-функциональный комплекс «СЕБАДАН-AUTO»)

Информация по дополнительным параметрам

Исходные данные по дополнительным общим показателям, занесенные в информационно программно-методический комплекс «СЕБАДАН-АВТО», представлены на рисунке 5.

A screenshot of a software window titled 'Дополнительные параметры' (Additional Parameters). The window has a tabbed interface with the following tabs: 'Общие' (General), 'По экскаваторам' (By excavators), 'По автосамосвалам' (By dump trucks), 'По автотрассе' (By road), and 'Режим работы автосамосвалов' (Dump truck operating mode). The 'Общие' tab is active. It contains several input fields with numerical values:

- Курс доллара, тенге (Dollar rate, tenge): 182,00
- Величина постоянных и нечетных расходов, тыс.тенге/год (Amount of constant and odd expenses, thousand tenge/year): 2 000,000
- Коэффициент учета отчислений из фонда заработной платы (Coefficient of accounting of deductions from the wage fund): 1,2600
- Коэффициенты использования времени смены (Coefficient of use of shift time):
 - В нормальных условиях (In normal conditions): 0,88
 - Дневных смен (Day shifts): 0,70
 - В день производства взрывных работ (On the day of production of blasting work): 0,40
- Количество взрывов в неделю (Number of explosions per week): 1

At the bottom of the window, there are two buttons: 'в Excel...' (to Excel...) and 'Закрыть' (Close).

Рисунок 5 – Экранная форма формирования дополнительных общих показателей

Дополнительные параметры по экскаваторам, занесенные в информационно программно-методический комплекс «СЕБАДАН-АВТО», будут выглядеть так, как представлены на рисунке 6.

Рисунок 6 – Экранная форма формирования дополнительных общих показателей по экскаваторам

Дополнительные данные по автосамосвалам, занесенные в информационно программно-методический комплекс «СЕБАДАН-АВТО», будут выглядеть так, как представлены на рисунке 7.

№	Наименование	Прочие затраты, в % к затратам на топливо		Содержание ремонтного персонала, тыс.тенге/мес
		Запасные части и материалы	Смазочные материалы	
1	БелАЗ-7555	30,00	30,00	30,00
2	БелАЗ-75145	30,00	30,00	30,00

Рисунок 7 – Экранная форма формирования дополнительных общих показателей по автосамосвалам

Значения месячных или годовых затрат на зап/части и материалы и месячных или годовых затрат на дизельное топливо/смазочные материалы разделяем на количество автосамосвалов и месяц, так же для получения точного значения месячных или годовых затрат на содержание ремонтного персонала разделяем на количество автосамосвалов.

Исходные данные по дополнительным общим показателям автотрассы, занесенные в информационно программно-методический комплекс «СЕБАДАН-АВТО», представлены на рисунке 8.

№	Дорожное покрытие	Затраты на сооружение 1 км, тыс.тенге	Норма амортизации	Содержание 1 км дороги, тыс.тенге/год
1	2	3	4	5
1	Бетонное, железобетонное, асфальтовое	100,00	0,10	100,00
2	Щебеночное, обработанное черным вяжущим	100,00	0,10	100,00
3	Сухое грунтовое на нерабочих горизонтах к	100,00	0,10	100,00
4	Укатанное грунтовое в забое и на отвале	100,00	0,10	100,00
5	Временные заезды в забоях и на рабочих г	100,00	0,10	100,00

Рисунок 8 – Экранная форма формирования дополнительных общих показателей по автотрассе

Источники

- 1 Галиев С.Ж., Жусупов К.Ж. Имитационное моделирование в оперативном управлении горно-обогатительным комплексом на открытых разработках // Комплексное использование минерального сырья. – 2001, № 2 – С. 3-10.
- 2 Галиев С.Ж., Ахмедов Д.Ш., Жусупов К.К. Основы создания имитационной модели работы системы «Карьер» на базе теории сложных систем и объектно-ориентированного анализа и проектирования // Вестник науки КГУ им. Байтурсынова // Материалы второй Международной конференции «Региональные проблемы интеграционных процессов в условиях рыночной экономики», - том 1. – Костанай, 2001, №4-3. – С.4-8.
- 3 Хохряков В.С., Корнилов С.В., Лель Ю.И., Стариков А.Д., Терехина Ю.В. Новое в теории оптимизации проектирования открытых горных работ // Известия вузов. Горный журнал, №5. – С. 7-14.
- 4 Анпилогов А.Е. Программы моделирования на ЭВМ работы разреза с железнодорожным транспортом // Совершенствование технологии на угольных разрезах. – Челябинск, 1972. – Вып. 3. – С. 24-36.

Новые методы интенсификации кислотного выщелачивания урана

*Матаев М.М., Баймолдинов А.Б., Копбаева М.П., Телембаев М.М.
(ТОО «Институт Высоких Технологий», г. Алматы, Казахстан)*

В ходе проведения лабораторно-экспериментальных работ на образце kernового материала руд для ускорения процесса интенсификации и максимального извлечения урана в качестве малореагентного способа ПСВ были подобраны пенно-аэрированные реагенты синергетического действия.

Ключевые слова: выщелачивание урана, пенно-аэрированные системы, интенсификатор.

Современные этапы развития сырьевых отраслей характеризуются востребованностью прогрессивных технологий и технических решений, позволяющие интенсифицировать технологические процессы, уменьшить капитальные и эксплуатационные расходы, в условиях постоянного снижения содержания целевого компонента – урана и увеличением технологического забаланса в продуктивных горизонтах. Окислительно-восстановительные процессы, протекающие в пласте, в значительной мере определяют эффективность технологии подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) урана, полноту извлечения металлов в раствор, удельные расходы химических реагентов, энергозатрат и в целом технико-экономические и экологические показатели производства [1].

Авторами [2] рассматриваются растворы сульфаминовой кислоты (САК) как растворяющие карбонатные и оксалатные отложения, САК хорошо растворяются в воде, поэтому широко применяются для очистки промышленных аппаратов и оборудования.

В результате изучения научной литературы по ГВ и сопоставление их структуры и свойств с лигнинами установлено много общего в их химических свойствах [3]. Содержащий большое количество лигнинов является химический реагент, выпускаемый в промышленных масштабах лигносульфонат (ЛСТ) является комплексообразователем в гидрометаллургии.

Дальнейшее изучение воздействие растворителей и комплексон-интенсификаторов на выщелачивание урана из руд позволит существенно повысить технико-экономические показатели процессов выполняемых на стадии подготовки и эксплуатации геологических блоков. Целью лабораторных опытов по изучению влияния химических реагентов на агитационное выщелачивание из kernовых проб: установление зависимости концентрации урана в выходных технологических растворах и степени его извлечения из руды; влияние различных окислителей на извлекаемость урана. Исследования проводились на kernовом материале месторождения урана Сырдарьинской урановой провинции.

Подготовка пробы включала взвешенный отбор руды из kernового материала и формирование одной технологической пробы, для последующего анализа и проведение экспериментов. В объединенную технологическую пробу вошли все частные пробы, представленные в таблице 1. Пробы № 000005, 0000011 и 0000013 с высоким содержанием урана, железа, а также органики, определяемой визуально, взяты не полностью, а в количестве 100-120г (№ 000005, 0000011) и 280г (№ 0000013).

Таблица 1 - Анализ кернового материала

№ частной пробы	U %	CO ₂ %	Fe ³⁺ , %	Fe ²⁺ , %	Fe общ., %	Ra,%
0000001	0,0042	0,17	0,04	0,95	0,99	<0,003
0000002	0,0044	0,18	0,01	1,19	1,20	0,0032
0000003	0,0050	<0,1	0,57	0,63	1,20	0,0038
0000005	0,12	0,20	23,54	1,96	25,5	0,046
0000011	3,1	0,33	5,09	1,01	6,10	>1,0
0000013	2,2	0,29	8,82	2,28	11,1	>1,0
0000014	0,15	0,42	0,72	0,78	1,50	0,12
0000015	0,11	0,81	0,59	0,71	1,30	0,090
0000017	0,048	0,95	0,58	0,82	1,40	0,045
0000018	0,0063	0,58	0,24	0,76	1,00	0,0092

После объединения и отсева фракций более 2 мм, технологическая проба перемешивалась в барабанном устройстве. Для проверки однородности проба анализировалась на содержание урана в количестве 6 проб. В общей технологической пробе определялось содержание U, Ra, CO₂, F_{общ.}, Fe²⁺, Fe³⁺, CO₂. Средние значения испытаний по технологической пробе приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Содержание металлов в технологической пробе

№ пробы	U %	Ra %	Fe _{общ.} %	Fe ²⁺ %	Fe ³⁺ %	CO ₂ %
1Т	0,1300	0,090	1,683	0,938	0,745	<0,10

Технологическая проба подверглась гранулометрическому изучению, фракционный состав приведен в таблице 3.

Таблица 3 – Гранулометрический состав технологической пробы

Гранулометрический состав, %									
От 2,0 до 1,0	От 1,0 до 0,5	От 0,5 до 0,25	От 0,25 до 0,1	От 0,1 до 0,05	От 0,05 до 0,01	От 0,01 до 0,005	От 0,005 до 0,001	<0,001	Сумма
мм	мм	мм	мм	мм	мм	мм	мм	мм	%
-	0,30	32,90	49,35	6,93	4,21	1,53	1,59	3,19	100

Технологическая проба представлена мелко – среднезернистым песком. Общее содержание фракции < 0,1 мм составляет 17,45%, в том числе алевролит – глинистой фракции – 10,52%.

Среднее содержание урана в объединенной технологической пробе – 0,1300%, радия – 0,090%, содержание карбонатов – <0,1% (в пересчете на CO₂), содержание железа двухвалентного – 0,938%, трехвалентного – 0,745%.

Минералогический состав технологической пробы – полевого шпат кварцевый, присутствуют слюдяные минералы (мусковит, гидробатит), хлорит. Характерным, в минеральном составе песков, является повышенное количество обломков пород различного состава, очень высокое содержание углефицированного органического вещества, как в виде отдельных зерен и агрегатов, так и в виде тонкозернистых налетов на поверхности обломочных зерен. Углефицированные органические вещества включают уран. Отмечается повышенное количество сульфидов железа, незначительное количество карбонатов. Пески насыщены гидроксидами железа в коллоидном состоянии. В количественном соотношении глинистых минералов представлены значительным преобладанием монтмориллонита над каолинитом. Урановая минерализация представлена коффинитом и оксидом урана.

Для прослеживания изменений в фильтрате концентраций урана, величины рН, Eh от времени взаимодействия породы с выщелачивающим раствором было проведено 8 опытов с выщелачивающим раствором (ВР) с временем агитации 6, 24, 48, 72 часов. По истечении указанного времени отбиралось не более 50 см³ продуктивного раствора (ПР) из агитаторов, чтобы не нарушить соотношение Ж:Т, который фильтровался и анализировался на содержание в нем урана, остаточной серной кислоты, двух – трехвалентного железа, замерялись величины рН, Eh. Подготовка ВР для агитационного выщелачивания проводилась на основе пластовой воды с концентрацией серной кислоты 10 г/л и добавлением комплексообразователя ЛСТ и растворителя САК различной концентрации.

Проба руды массой 90 г заливалась ВР в количестве 1,35 см. Куб (Ж/Т=15). Опыты проводились при комнатной температуре, на специальном вращающем устройстве.

Для определения количества урана в пробе подвергнутое окислению воздухом, был проведен опыт 1 по агитационному выщелачиванию на пластовой воде. Результаты измерений выходных значений ПР, свидетельствующие о наличии в пробе окислившихся форм урана: после 6 часов агитации – 4,4% и 17,4% после 72 часов агитации.

На 2 опыте при агитационном выщелачивании с добавлением серной кислоты 10 г/л. Измерения входных значений ВР рН – 0,92, Eh – 456. Результаты измерений выходных значений ПР показывают плавное увеличение значений рН с 0,94 до 0,98 и уменьшение значений Eh с 437 до 419 при измерении с 6 до 72 часов с начала агитации, возможно связанное с постепенной нейтрализацией серной кислоты в пробе с течением времени. Концентрация урана увеличилась с 67,8 мг/дм³ до 95,08 мг/дм³ после 6 и 72 часов агитации соответственно. Степень извлечения урана составила 97,456 %. Опыт 2 принимается как эталон агитационного выщелачивания.

При проведении опыта 3 состав выщелачивающего раствора содержал серную кислоту 10 г/л, с добавлением в качестве растворителя САК 10% от массы. Согласно результатам измерений входных значений ВР, рН – 0,26, Eh – 506. Выходные значения ПР показывают низкий уровень рН в пределах 0,27-0,28 и постепенное снижение уровня Eh с 472 до 449 за время агитации с 6 до 72 часов. Концентрация урана увеличилась с 69,6 мг/дм³ до 96,0 мг/дм³ после 6 и 72 часов агитации соответственно. Степень извлечения урана составила 98,462 %. Низкий уровень рН и высокий уровень Eh, достаточно высокую степень извлечения урана, возможно обеспечивает добавление в ВР САК 10% концентрации в качестве растворителя.

Опыт 4 включает ВР с содержанием серной кислоты 10 г/л и добавление ЛСТ 10% от массы, в качестве комплексообразователя. Результаты измерений входных значений ВР показывают высокий уровень рН-1,48 и низкий уровень Eh-242. Измерения выходных значений ПР показывают незначительное увеличение рН с 1,57 до 1,61 и продолжение снижения значений Eh с 236 до 211 за период агитации с

6 до 72 часов. Концентрация урана увеличилась с 35,4 мг/дм³ до 45,4 мг/дм³ после 6 и 72 часов агитации соответственно. Степень извлечения урана составила 46,564 %. Высокие уровень рН и низкие значения ОВП, в результате низкое содержание и степень извлечение урана, возможно связаны с происходящей химической реакцией взаимодействия ЛСТ и серной кислоты, требующая дополнительного добавления окислителя.

Проведение опыта 5: подготовка ВР с содержанием серной кислоты 10 г/л и добавлением 5% САК и 5% ЛСТ от масс, для интенсификаций процесса выщелачивания. На входных значениях ВР показатели рН и Eh равняются 0,66-331 соответственно. Результаты измерений ПР показывают незначительное снижение уровня рН с 0,67 до 0,70 и Eh с 327 до 312 за весь период агитации. Концентрация урана увеличилась с 43,3 мг/дм³ до 70,8 мг/дм³ после 6 и 72 часов агитации. Степень извлечения урана составила 72,585 %.

Последующие 6, 7, 8 лабораторные опыты по агитационному выщелачиванию были проведены с приготовлением выщелачивающего раствора без добавление серной кислоты, но с добавлением САК концентрацией 2%, 5%, 10% от масс соответственно, с временем агитации 24 часа. По результатам измерений входных параметров ВР значения рН-0,92, 0,60, 0,34 а Eh-506, 514, 525 соответственно опытам 6, 7, 8. Результаты измерений выходных значений ПР опыта 6: значение рН незначительно увеличилось с 1,07 до 1,11 а Eh понизилось с 443 до 433, концентрация урана заметно увеличилась с 287 мг/дм³ до 386 мг/дм³, после 6 и 24 часов агитации, при степени извлечения урана в 89%. Выходные значения ПР опыта 7: значение рН незначительно увеличилось с 0,68 до 0,70 а значение Eh с 460 до 449, концентрация урана увеличилась с 316 мг/дм³ до 377 мг/дм³, после 6 и 24 часов агитации, при степени извлечения урана в 86%. Выходные значения растворов ПР опыта 8: значение рН не значительно увеличилось с 0,39 до 0,40 а Eh понизилось с 470 до 460, концентрация урана увеличилась с 341 мг/дм³ до 407 мг/дм³, после 6 и 24 часов агитации, при степени извлечения урана в 93%. Результаты агитационного выщелачивания серной кислоты с сульфаминовой кислотой показывают положительный эффект в извлечении урана, а в случае с лигносульфанатом необходимо добавление окислителей.

Источники

- 1 Мамилев В.А. Добыча урана методом подземного выщелачивания. – Москва: Атомиздат, 1980. – 248с.
- 2 Лидин Р.А. И др. Химические свойства неорганических веществ уч. Пособие для вузов. – 3е изд. Испр. – Москва: Химия, 2000. – 480с.
- 3 Филиппов А.П., Нестеров Ю.В., Кротков В.В. Лигносульфонаты как интенсификаторы сернокислотного выщелачивания урана из руд // Горный журнал. – 2004. – С. 50-57.

Новые подходы регенерации скважин при подземном выщелачивании урана

Матаев М.М., Кенжетев Ж.С., Копбаева М.П., Мырзабек К.А
(ТОО «Институт Высоких Технологий», г. Алматы, Казахстан)

Результаты лабораторных исследований показали принципиальную возможность применения разработанных концентраций бифторидного комплекса для регенерации технологических скважин при ПСВ урана.

Ключевые слова: выщелачивания урана, ремонтно-восстановительные работы, кольятация.

Подземное скважинное выщелачивание (ПСВ) руд с естественной проницаемостью предполагает замену поровой жидкости в пласте на растворитель, который взаимодействует с твердой и жидкой фазами горных пород. В результате в недрах протекают различные физико-химические процессы [1]. Практика эксплуатации систем геотехнологических скважин при эксплуатации месторождений урана способом ПСВ показывает, что с течением времени наблюдается снижение их производительности. Одной из основных причин снижения пропускной способности технологических скважин является увеличение гидравлических сопротивлений и снижение фильтрационных характеристик пласта вследствие образования кольятации, за счет осаждения веществ растворенных в технологических растворах, или механического перемещения частиц рудовмещающего горизонта, а также выделения газа.

Механическая кольятация обусловлена перекрытием водоприемных отверстий фильтров песком, глиной, гравием и закупоркой поровых каналов пласта механическими взвесями. Осаждающиеся в скважине пески и глины, частично или полностью перекрывают фильтр. Также к механической кольятации можно отнести засорение фильтра и прифилтровой зоны пласта буровыми растворами содержащие глинистые частицы [2]. При этом происходит набухание глинистого материала в водной среде и изменение структуры порового пространства пласта.

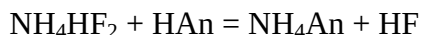
Химическая, ионообменная и газовая кольятации обусловлены изменением химического состава пластовых вод в результате влияния применяемых при ПСВ химических материалов. Присутствие в воде растворенных катионов кальция, магния и железа и нарушение углекислотного равновесия приводит к образованию труднорастворимых осадков [3]. Интенсивно происходит выделение карбонатных осадков в зоне фильтров, при удалении от них интенсивность выпадения осадков уменьшается. При взаимодействии выщелачивающих растворов с рудовмещающими породами в жидкой фазе происходит накопление (помимо рудных) целого ряда элементов, входящих в состав основных породообразующих минералов. Количество и кинетика перехода этих элементов в продуктивные растворы зависит от типа выщелачивающего реагента, его концентрации, окислительно-восстановительного потенциала, температуры, растворимости породообразующих минералов и величины активной поверхности минеральных частиц, во многом определяющей интенсивность массообмена в системе раствор – порода.

Цель проведения лабораторных работ была сведена к подбору химического реагента, способного изменить равновесие системы и перевести нерастворимые в условиях сернокислотной обработки, соединения в жидкую фазу, либо превратить твердые кольятанты в легко растворимые соединения. За основу принята одна из технологий повышения эффективности скважин, применяющейся в нефтегазодобывающей промышленности – специфическая кислотная обработка

рудовмещающих пород специальным раствором, как для очистки порового пространства, так и для создания новых каналов движения растворов и увеличения размеров имеющихся, а также для разглинизации призабойной зоны скважин.

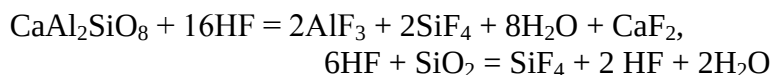
В лабораторных условиях на образцах кольматантов и рудовмещающих пород был проведен ряд аналитических работ для подбора рецептуры наиболее эффективного раствора. В качестве добавок к раствору серной кислоты были использованы бифторид аммония (NH_4HF_2) и поверхностно-активные вещества для разрыхления кольматанта.

Выбор бифторида аммония для воздействия на кольматанты, обусловлен его способностью к реакции обмена с минеральными кислотами (серная, соляная, азотная кислоты) и образованию плавиковой кислоты.



где – HAn (H_2SO_4 ; HCl ; HNO_3).

Плавиковая кислота, образуемая в результате реакции, с легкостью взаимодействует с алюмосиликатами и кремнистыми соединениями, являющихся составной частью рудовмещающих пород и кольматирующих осадков:



В результате происходит растворение как кольматанта, так и части терригенной составляющей песков, в целом увеличивая эффективную пористость массива рудного блока. При этом плавиковая кислота полностью утилизируется за счет большого количества кварца, содержащегося в песках. Результаты лабораторных исследований свидетельствует о возможности использования бифторида аммония в качестве добавки в раствор серной кислоты для эффективного проведения химических обработок технологических скважин.

Методика приготовления декольматирующих растворов: берется 500 мл 2 % раствора бифторид аммония, добавляем по 50 мл 2 % растворов сульфаминовой кислоты (САК) и триполифосфат натрия (ТПФН), смешиваем 100 мл 10 % соляной кислоты HCl . Эту смесь химических реагентов условно обозначаем БФК.

Лабораторные опыты показали, что наиболее эффективным составом смеси для проведения обработки кольматирующих объектов является раствор 10 % серной кислоты или соляной кислоты с добавкой бифторида аммония 2-2,5 % от общей массы.

Фазовый состав кольматанта контролировали методом рентгенофазового анализа, который проводили на рентгеновском дифрактометре X'Pert MPD PRO и микро дифракцией на электронном микроскопе JEOL 6510EX. Метод основан на принципе взаимодействия электронного пучка с исследуемым объектом.

Для предварительного исследования были отобраны осадкообразования из внутренней поверхности погружных насосов откачных скважинах из четырех месторождений, расположенных в Сырдарьинской ураново-рудной провинции, месторождения «Харасан»-1. Высушенные осадки №1 представляли собой пылевидную смесь с наличием однородных крупных образований и частиц песка. Высушенные осадки №2 представляли собой белый порошок с бежевыми пятнами.

Образцы кольматантов для проведения физико-химического анализа растирали в агатовой ступке до порошкообразного состояния. Порошки были исследованы рентгенофазовым анализом. Стабильные отражения рентгеновских лучей на рентгенограмме кольматанта №1 (рисунок 1) показывают высокую кристаллизацию осадкообразующих химических соединений. Анализ значений

межплоскостных расстояний подтверждает существование в составе полевого шпата, сложных ферроалюмосиликатов и гипса. Заметное рентгеноаморфное состояние из-за слабых отражений рентгеновских лучей.

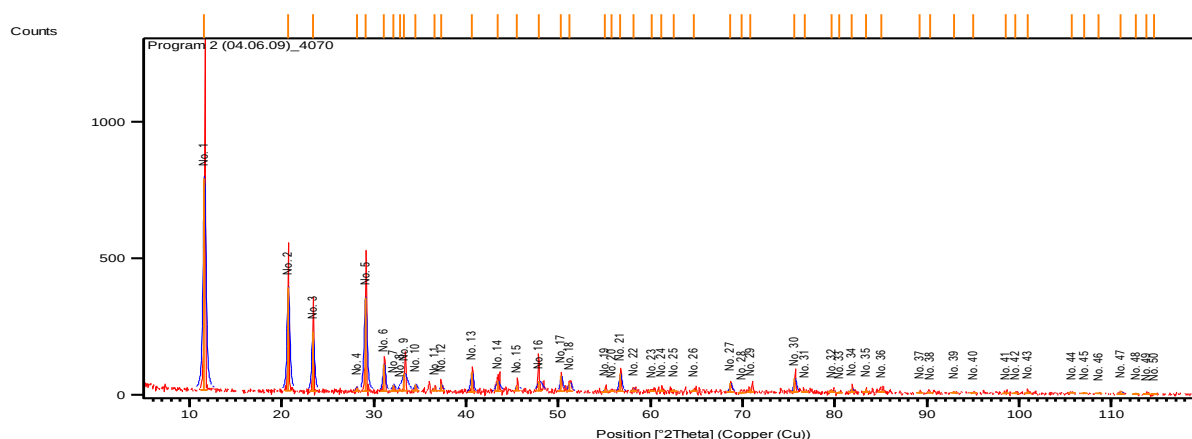


Рисунок 1 – Дифрактограмма кольматанта до химической обработки

На основании рентгенофазового анализа колматанта в таблице 1 приведен количественный химический и минералогический состав кольматирующих объектов. Из данных таблицы 1 видно, что основу кольматантов (около 70%) составляет химическое соединение ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), минерал – гипс. Остальную часть кольматирующих фаз составляют порообразующие минералы гибшит, анортит и амфибол (3%, 20%, 7% соответственно).

Таблица 1 – Химический состав кольматантов

Ссылка код	Название соединений	Химическая формула	Содержание, %
00-036-0432	Гипс	$\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	70
01-075-1690	Гибшит	$\text{Ca}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_{1.53}(\text{OH})_{5.88}$	3
01-087-1616	Анортит	$\text{Ca}(\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8)$	20
01-081-1135	Амфибол	$(\text{Ca}_{5.76}\text{Mg}_{0.24})(\text{Al}_{4.44}\text{Fe}_{0.48}\text{Si}_{2.08}\text{O}_{16})\text{Cl}_{2.76}$	7

Декольматирующую активность состава БФК и минеральных кислот определяли при обработке осадков различными составами капельным методом. Проба №1 была обработана составом БФК. При обработке происходит заметное проникновение растворов в осадок в различной степени с незначительным изменением объема и цвета кольматирующего объекта. Сушка обработанных материалов проходила при комнатной температуре под вытяжным шкафом в атмосферных условиях. После сушки растирали в агатовой ступке для исследования фазового состава обработанных образцов. Результаты рентгенофазового анализа пробы (рисунок 2) показали поликристаллический характер кристаллизации образцов, а также изменение кристаллохимического и минералогического составов по сравнению с исходным кольматантом.

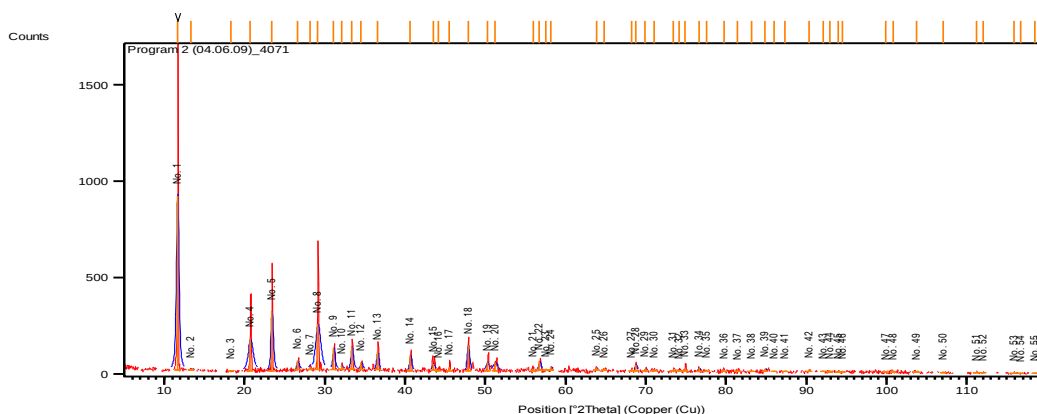
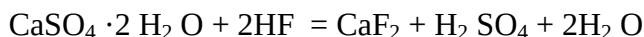


Рисунок 2 – Дифрактограмма кольтантов после химической обработки

Характеристики спектральных отражений рентгеновских лучей на рентгенограмме (рисунок 2) остаются схожими по сравнению с дифрактограммой кольтантов до обработки (рисунок 1). Это объясняется тем, что все минералы в составе кольтантов имеют изоструктурный тип кристаллизации. В таблице 2 приведены количественные данные по фазовому и минеральному составу кольтантов после химической обработки бифторидным комплексом (БФК).

Результаты рентгенофазового анализа пробы показали растворение кольтатирующего химического соединения гипса по следующему типу химической реакции:



Продукты реакции являются сильными электролитами (CaF_2 , H_2SO_4) в водном растворе, они диссоциируют на ионы, катионы кальция, участвуют в образовании минералов разного состава (таблица 2), что доказывает увеличение количества кальция содержащих минералов. Растворы фторид ионов взаимодействуют с алюмосиликатами и кремнистыми соединениями. Серная кислота может действовать как выщелачивающий реагент.

Таблица 2 – Химический состав кольтантов после химической обработки

Ссылка код	Название соединений	Химическая формула	Содержание, %
01-085-1569	Гранит	$\text{Ca}_{2.83}(\text{Al}_{5.66}\text{Si}_{10.34}\text{O}_{32})(\text{H}_2\text{O})_{7.1}$	13
01-073-2041	Гелит	$\text{Ca}_2(\text{Al}(\text{AlSi})\text{O}_7)$	4
01-074-1559	Андрадит	$(\text{Ca}_{2.97}\text{Mg}_{.02}\text{Mn}_{.01})(\text{Fe}_{1.99}\text{Al}_{.01})(\text{Si}_4)_3$	2
01-072-0467	Ортосиликаты	$\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8(\text{H}_2\text{O})_4$	38
01-089-8754	Гроссуляр	$\text{Ca}(\text{Al}_4\text{Si}_2\text{O}_{11})$	1
01-072-2375	Эпидот	$\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{FeSi}_3\text{O}_{12}(\text{OH})$	5
01-089-7304	Пироп	$(\text{Mg}_{0.92}\text{Fe}_{0.05}\text{Ca}_{0.03})_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$	5
00-041-1479	Клиноцоизит	$\text{Ca}_2\text{Al}_3(\text{SiO}_4)(\text{Si}_2\text{O}_7)\text{O}(\text{OH})$	32

Сушку и пробоподготовку кольтантов после обработки химическими реагентами (БФК) проводили при комнатной температуре 24 часа. Результаты электронографических исследований (рисунок 3) показали изменение в морфологии поверхности кольтантов, в результате химических процессов возникли химические новообразования в составе кольтатирующего объекта. Химические новообразования по форме можно описать, как примазки и потеки, с разрывными прожилками и трещинами.

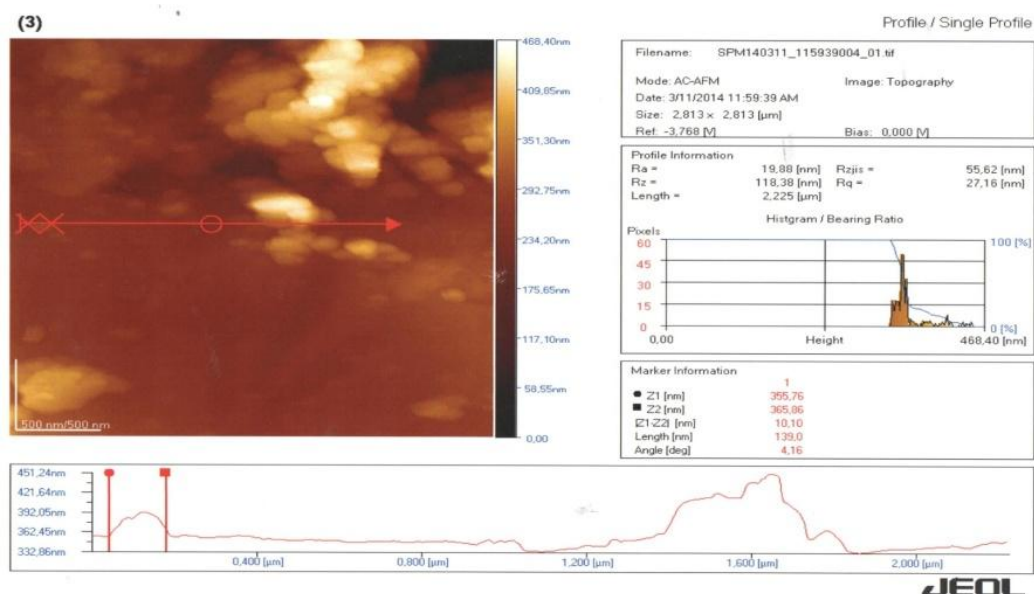


Рисунок 3 – Топография поверхности коьматанта после химической обработки

Микродифракция поверхности коьматанта после химической обработки приведена на рисунке 3. Профиль поверхности на гистограмме показывает разрыв поверхности в области от 200 нм до 300 нм, что доказывает структурные превращения коьматанта, изменения химического состава осадкообразующих систем. Из электронограмм следует, что состав БФК является наиболее работоспособным, эффективно растворяющий гипсы и максимально углубляющийся в глубину пробы, разрушая кристаллическую структуру коьматанта.

Растворяющая способность опробованных растворов в основном зависит от химического состава коьматирующих объектов. Основным компонентом является продукт химического процесса сернокислотного выщелачивания гипс, его содержание 70% от массы коьматанта. Результаты лабораторных исследований показали эффективность использования бифторида аммония в качестве добавки в раствор серной кислоты для эффективного проведения химических обработок коьматантов. Отработан состав БФК, как раствор 10% серной кислоты или соляной кислоты с добавкой бифторида аммония 2-2,5 % от общей массы. Рентгенографическим и электронографическим анализом установлены: полное растворение коьматирующего элемента – гипса, вследствие химических процессов образовались химические новообразования, выявлены изменение морфологии поверхности коьматантов и образование пустот и трещин. БФК можно использовать как химический реагент для обработки геотехнологических скважин при проведении РВР, с соблюдением основных стандартных требований охраны труда и мер безопасности.

Источники

- 1 Мамилов В.А. Добыча урана методом подземного выщелачивания. Москва: Атомиздат, 1980. – 248с.
- 2 Тураев Н.С. Жерин И.И. Химия и технология урана. Учебное пособие для вузов. Москва: ЦНИИАТОМИНФОРМ, 2005. – 407с.
- 3 Ивашечкин В.В., Шейко А.М., Кондратович А.Н. Регенерация скважин и напорных фильтров систем водоснабжения. – Минск: БНТУ, 2008. – 277с.

Система позиционирования в шахтах и карьерах

Махонин В.Е.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Освещается инновационное решение по внедрению комплексной системы позиционирования для обеспечения диспетчерских служб и руководства горнодобывающих компаний удобным и надежным инструментом контроля за местоположением людей и техники в шахтах, рудниках и карьерах. Описываются различия в подходах для шахт и карьеров к реализации данной системы, отражаются преимущества предлагаемой системы по сравнению с существующими аналогичными решениями.

Ключевые слова: система позиционирования, контроль за местоположением, поиск персонала.

Одной из основных проблем, возникающих при эксплуатации шахт, является невозможность определения точного местонахождения людей на территории шахты, что влечет за собой трудности с их нахождением и эвакуацией при чрезвычайных ситуациях. В свою очередь организация контроля над передвижением персонала, находящегося в шахте, позволяет не только решить выше обозначенную проблему, но и будет способствовать предотвращению несчастных случаев при случайном нахождении людей в зоне работы техники. Это направление научно-прикладных исследований актуально и для обеспечения безопасности при разработке карьеров.

В целях обеспечения промышленной безопасности на опасных производственных объектах, ведущих горные и геологоразведочные работы, Министерством по инвестициям и развитию Республики Казахстан были утверждены Правила [1]. В частности, пункт 54 Правил предписывает следующее:

«Опасные производственные объекты, ведущие подземные горные работы, оборудуются системами наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала, прямой телефонной и дублирующей ее альтернативной связью с АСС, обслуживающей объект.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала должна обеспечивать:

- 1) передачу горным диспетчером сообщений (кодовых, текстовых, речевых) в подземные выработки индивидуально каждому работнику, находящемуся в шахте независимо от его местоположения до, во время и после аварии;
- 2) позиционирование работников, находящихся в шахте;
- 3) обнаружение человека и определение его местоположения под завалом через слой горной массы с погрешностью не более 2 метров в течение 2 суток при проведении спасательных работ.

Позиционирование предусматривает определение положения персонала в подземных выработках.

Объем передаваемой информации при оповещении достаточен для понимания персоналом характера аварии и возможных путей эвакуации.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала должна обеспечивать должна охватывать всю зону подземных горных выработок.

Система наблюдения, оповещения об авариях, позиционирования и поиска персонала должна обеспечивать остается работоспособной до аварии, во время аварии и после ликвидации аварии.

Время оповещения не более 4-5 минут» [2].

Эти правила послужили предпосылкой для проведения работ по созданию системы позиционирования в шахтах и карьерах.

Целью разработки данной системы явилось обеспечение диспетчерских служб и руководства горнодобывающих компаний удобным и надежным инструментом контроля над местоположением людей и техники в шахтах, рудниках и карьерах. В рамках поставленной цели должны быть решены следующие задачи:

- определять местоположение и отслеживать перемещение людей и техники в режиме реального времени;
- осуществлять координацию поисковых и спасательных служб в случае возникновения чрезвычайной ситуации;
- предоставить альтернативный канал голосовой связи;
- в случае выхода из строя одного или нескольких ретрансляторов, организовать автоматизированный процесс сбора и накопления информации по позиционированию в поврежденном сегменте для её последующей передачи после восстановления связи.

Система включает в себя следующие компоненты:

- якорные устройства и индивидуальные метки, в производстве которых используются разработки ОКБ Кремний, Казахстан;
- сетевое и коммуникационное оборудование;
- серверное оборудование;
- ПО собственной разработки.

В заданный интервал времени базовые станции проводят измерения расстояния до мобильного объекта. Полученная информация отправляется на сервер, где производится расчет местоположения объекта.

Технология внедрения данной системы предполагает реализацию следующих основных этапов:

- этап НИОКР, в рамках которого проводится обследование, НИР, ОКР, написание конструкторской документации и завершается этап разработкой прототипа;
- этап внедрения, в рамках которого проводится адаптация ПО под конкретный объект.

Этап включает в себя поставку, монтаж и наладку оборудования, разработку рабочей и пользовательской документации и обучение персонала работе с системой;

- этап опытно-промышленной эксплуатации, в её рамках происходит выявление ошибок, которые оперативно устраняются.

После этого система переходит в стадию промышленной эксплуатации.

В силу объективных особенностей были проработаны два подхода к реализации данной системы.

Реализация для шахт

При использовании данной системы для локации в шахтах (рисунок 1), приходится учитывать ряд особенностей. В случае локации объекта на открытой поверхности для его точного определения местоположения необходимо получить измерения минимум от трех якорных устройств. Внутри шахт объект может двигаться только вдоль туннелей, в результате, для определения его местоположения достаточно двух, а иногда и одного измерения от базовой станции.

Радиосигнал с частотой 2.4 ГГц не может проходить через толщи породы. Поэтому якорные устройства размещаются таким образом, чтобы всегда сохранялись условия радиовидимости между ними. Передача информации от мобильного объекта на сервер осуществляется по цепочке от одной базовой станции к другой. В результате, с точки зрения системы локации, шахта представляет собой граф туннелей, в вершинах которого находится базовые станции. Станции располагаются таким образом, чтобы на каждом ребре было хотя бы по одной базовой станции.

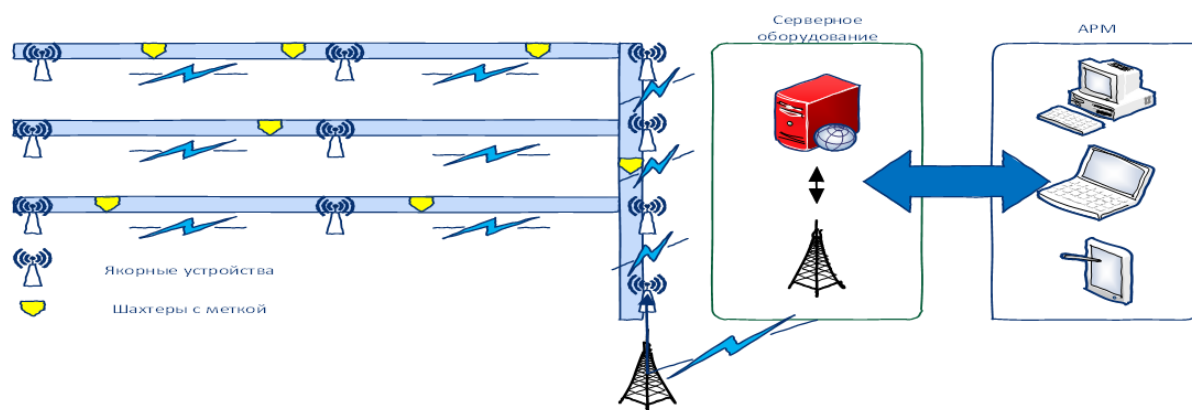


Рисунок 1

Реализация для карьеров

В условиях открытых карьеров (рисунок 2) возникают проблемы другого плана – большие расстояния и отсутствие питания для стационарных якорей, а также проблемы с использованием GPS на определенных участках. В следствие этого нами были разработаны модули позиционирования, монтируемые на технику и включающие в себя спутниковое и локальное позиционирование.

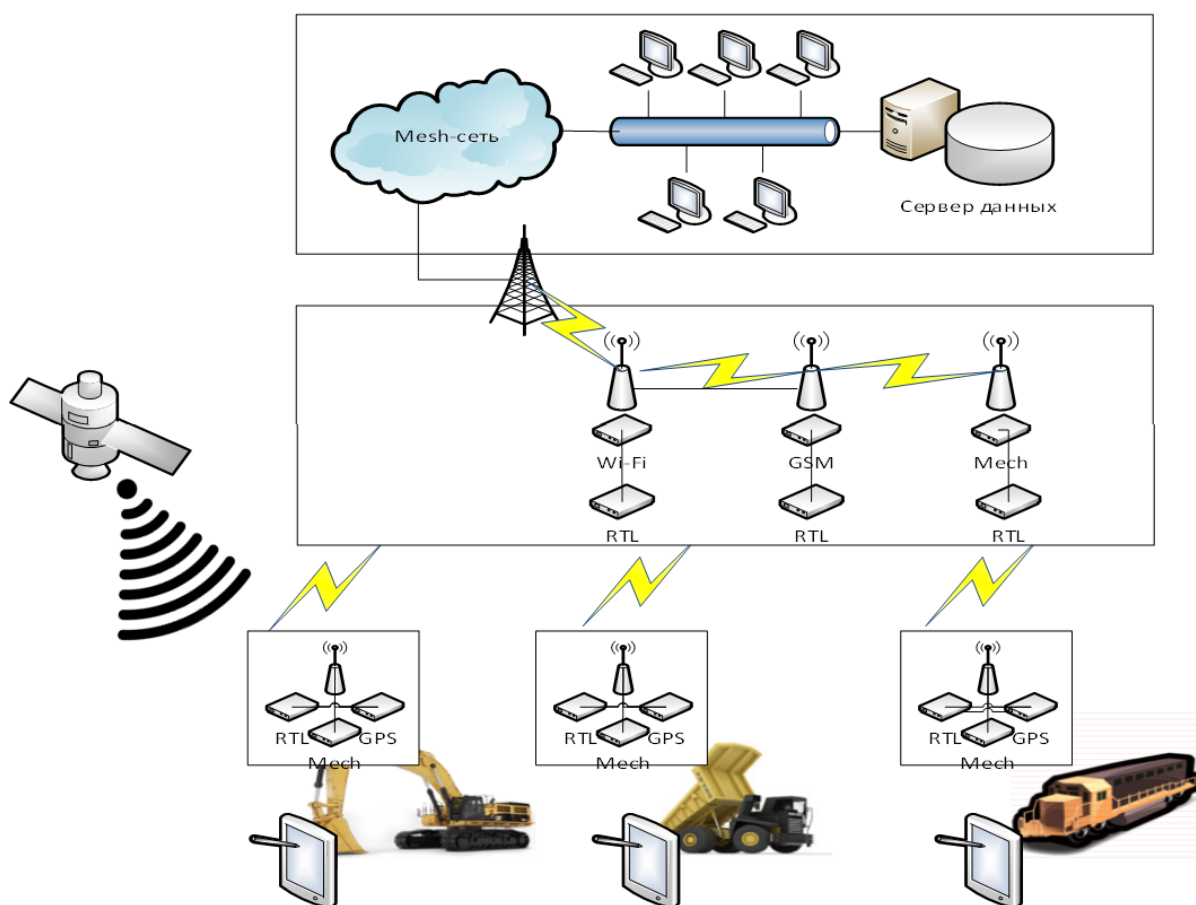


Рисунок 2

Данная система позволяет отслеживать технику с использованием систем спутникового позиционирования GPS/ГЛОНАСС, а на определенных участках, где спутниковое позиционирование невозможно, используется система локального позиционирования.

Данные на центральный сервер при этом могут поступать по разным независимым каналам связи, которые развернуты на конкретном объекте. Это может быть система сотовой связи, беспроводная Wi-Fi сеть, УКВ радиосвязь или двусторонняя спутниковая связь. Переключение между каналами происходит автоматически и не требует участия оператора.

Различие в подходах к реализации

Ввиду особенностей различных объектов выработаны разные подходы к решению вопроса позиционирования людей и техники.

В связи с тем, что спутниковые системы навигации не могут быть использованы в закрытых пространствах, то это требует использования только систем локального позиционирования.

На территории карьера с большими расстояниями и особенностями рельефа местности приходится применять комбинированное решение как по системе локации, так и по системе передачи данных.

Таким образом применение различных модификаций данной системы на территории шахт и карьеров отвечает современным стандартам обеспечения безопасности, позволяет вести постоянный контроль в режиме реального времени за местоположением людей и техники, что особенно актуально при возникновении ЧС.

Источники

- 1 Приказ Министра по инвестициям и развитию Республики Казахстан от 30 декабря 2014 года № 352 «Об утверждении Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы». URL: http://tengrinews.kz/zakon/pravitelstvo_respubliki_kazahstan_premier_ministr_rk/promyishlennost/id-V1400010247/
- 2 Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы. URL: http://tengrinews.kz/zakon/pravitelstvo_respubliki_kazahstan_premier_ministr_rk/promyishlennost/id-V1400010247/

Применение электрофизического метода воздействия при глубокой переработке полезных ископаемых

Метакса Г.П., Васин К.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д. А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Предложен метод точечного и объемного электрофизического воздействия на минералы и описаны установки для его реализации в лабораторных условиях.

Ключевые слова: электрофизическое воздействие, коронный разряд, искровой разряд, флюид, минерал, качер Бровина, катушка Тесла, электрохимическая реакция.

В процессе выполнения работ по гранту МОН РК №2149ГФЗ, «Разработать теоретические основы комплексного мониторинга состояния горных пород при глубокой переработке полезных ископаемых» (2013-2015гг.), в лаборатории ФТПРМ были разработаны установки точечного и объемного электрофизического воздействия на минералы в лабораторных условиях.

Для целей глубокой переработки минералов необходимо исследование поведения минералов в различных режимах внешнего воздействия. На первом этапе экспериментального исследования поставлена задача изучения влияния точечного (локального) воздействия на мелкодисперсную фракцию минералов руды месторождения «Акжал». В качестве фактора воздействия выбран искровой разряд.

Искровой разряд представляет собой нестационарную форму электрического разряда, происходящего в газах. Такой разряд возникает обычно при давлениях порядка атмосферного. Температура в главном канале искрового разряда может достигать 10 000К. В природе искровые разряды часто возникают в виде молний. Расстояние, «пробиваемое» искрой в воздухе, зависит от напряжения и считается равным 10 кВ на 1 сантиметр. Искровой разряд представляет собой пучок ярких, быстро исчезающих или сменяющих друг друга нитевидных, часто сильно разветвленных полосок искровых каналов. Эти каналы заполнены плазмой, в состав которой в мощном искровом разряде входят не только ионы исходного газа, но и ионы вещества электродов, интенсивно испаряющегося под действием разряда [1].

Для получения искрового разряда была разработана экспериментальная установка с трансформатором Тесла, подключенным по схеме качера Бровина (Фимп.=500 кГц, $U=0\text{--}10\text{ кВ}$). Средний ток и длительность импульсов недостаточна для зажигания дуги, но для образования яркого искрового канала вполне пригодна.

На рисунке 1 показана принципиальная электрическая схема экспериментальной установки.

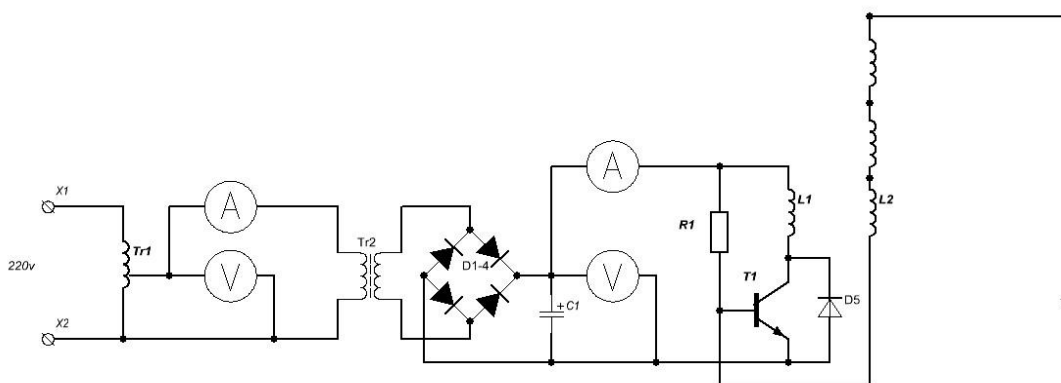


Рисунок 1 - Принципиальная электрическая схема экспериментальной установки

Питание установки осуществляется от промышленной сети 220 вольт и потребляет 25 ватт. Применение ЛАТР Тг1 позволяет регулировать напряжение питания от 0 до 250 вольт, что в свою очередь изменяет напряженность вырабатываемого электрического поля от 0 до нескольких киловольт. Данная установка позволяет получать как коронный разряд, так и искровой.

На рисунке 2 приведена фотография экспериментальной установки точечного электрофизического воздействия на минералы в лабораторных условиях.

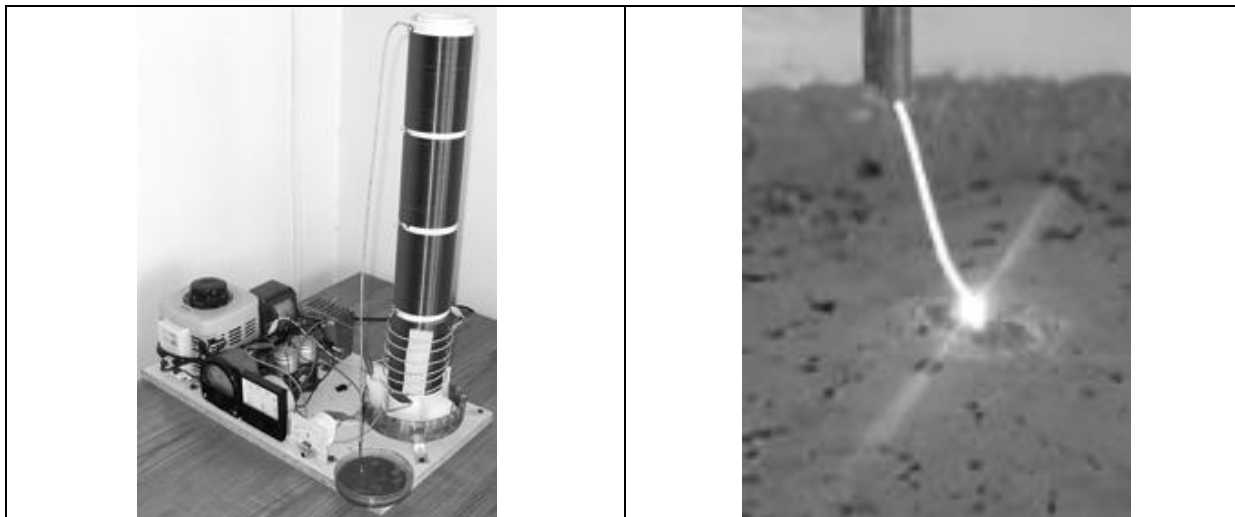


Рисунок 2 – Экспериментальная установка точечного электрофизического воздействия на минералы

Из исходной руды методом промывания водой был получен коллоидный раствор, содержащий мелкодисперсную фракцию минералов. После осаждения минералов и удаления излишней воды, полученную мокрую мелкодисперсную массу подвергали воздействию электрического разряда.

Протекание электрических разрядов сопровождается возникновением в зоне разряда разнообразных, богатых энергией заряженных и нейтральных частиц: электронов, ионов (положительно и отрицательно заряженных атомов, комплексов атомов, молекул), возбужденных атомов и молекул, а также свободных атомов и радикалов. Элементарные акты, в результате которых из нейтральных молекул образуются эти частицы, и последующее взаимодействие этих частиц между собой и с молекулами исходных веществ составляют в совокупности сущность химических реакций в электрических разрядах [2, 3].

Эксперимент показал, что воздействие электрического разряда на влажные минералы сопровождается ярко-желтым свечением, характеризующим электрохимическую реакцию. По мере уменьшения влажности руды интенсивность плазмы возрастает, но по достижении степени увлажнения критического значения плазма прекращается, и стример распадается на многолучевой разряд, цепляющийся за отдельные минеральные образования. Следовательно, для поддержания электрохимической реакции сопровождаемой плазмой необходимо поддерживать определенную степень увлажнения минералов. Это говорит о непосредственном участии молекул воды в электрохимической реакции.

На рисунках 3(а) и 3(б) приведены фотографии, иллюстрирующие результат воздействия искрового разряда на мокрую массу содержащую мелкодисперсную фракцию минералов руды: 3(а) - минералы при 500 кратном увеличении до воздействия искрового разряда, 3(б) минералы при 500 кратном увеличении после воздействия искрового разряда.

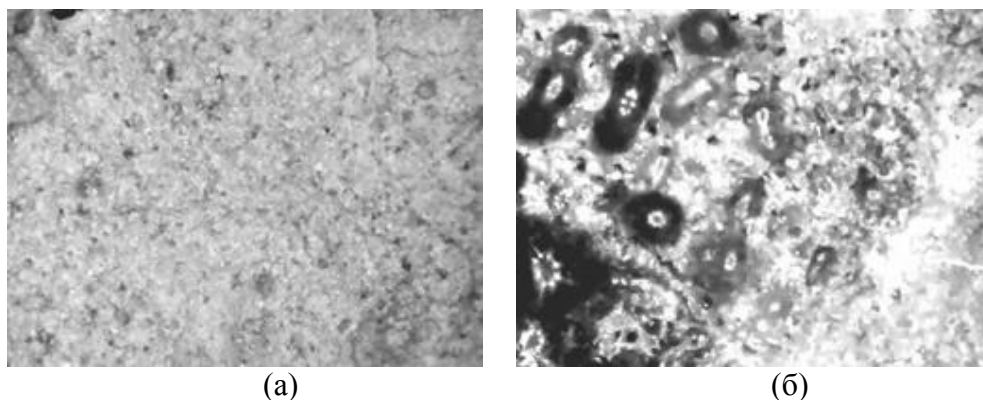


Рисунок 3 – Фотографии минералов x500 до и после воздействия искрового разряда

Оба образца минералов руды были подвергнуты спектральному анализу. Сравнение процентного состава минеральных элементов руды исходного образца и образцов после воздействия показало, что резкому изменению подверглись элементы: Au, Ag, Sn и In. Процентный состав остальных редкоземельных элементов изменился незначительно. Таким образом, воздействие искрового разряда на мокрую массу, содержащую мелкодисперсную фракцию минералов руды месторождения «Акжал», вызвало обогащение этой руды. Процентный состав золота (Au) увеличился в 4 раза, процентный состав серебра (Ag) увеличился в 1,5 раза, процентный состав олова (Sn) увеличился в 30 раз, а процентный состав индия (In) увеличился более чем в 25 раз [4].

На втором этапе экспериментального исследования поставлена задача изучения влияния объемного воздействия на мелкодисперсную (пылевидную) фракцию минералов руды месторождения «Акжал» [5].

В основе технологии разделения компонентов по их физическим и физико-химическим свойствам лежит создание градиента концентрации частичек минералов, ионов или молекул в жидкой или газовой фазе, а также на границе разделения фаз с помощью воздействия электрического коронного разряда.

Явление основано на коронном разряде в сильных электрических полях, что приводит к ионизации атомов воздуха вблизи острых и резких граней. Обычно используется пара из двух электродов, один из которых тонкий или острый, вблизи которого напряженность электрического поля максимальна и может достигать значений, вызывающих ионизацию воздуха, и более широкий с плавными гранями. Явление происходит при напряжении между электродами в десятки киловольт, вплоть до мегавольт. Наибольшая эффективность явления достигается при напряжениях порядка 1 кВ на 1 мм воздушного зазора между электродами, то есть при напряженностях электрического поля чуть ниже, чем начало электрического пробоя воздушного зазора. Если между электродами возникает пробой, обычно в виде шнурового разряда, эффект пропадает (т. к. разряд сам превращает газ в ионы и напряжение на электродах равно падению напряжения на разряде). Вблизи тонкого электрода возникает ионизация атомов воздуха (кислорода в случае отрицательного напряжения на этом контакте, азота в случае положительного). Полученные ионы начинают двигаться к широкому электроду, сталкиваясь с молекулами окружающего газа и отдавая им часть своей кинетической энергии, превращая молекулы либо в ион, либо передавая им дополнительное ускорение.

На рисунке 4 представлена блок схема лабораторной установки объемного электрофизического воздействия на измельченный минерал.

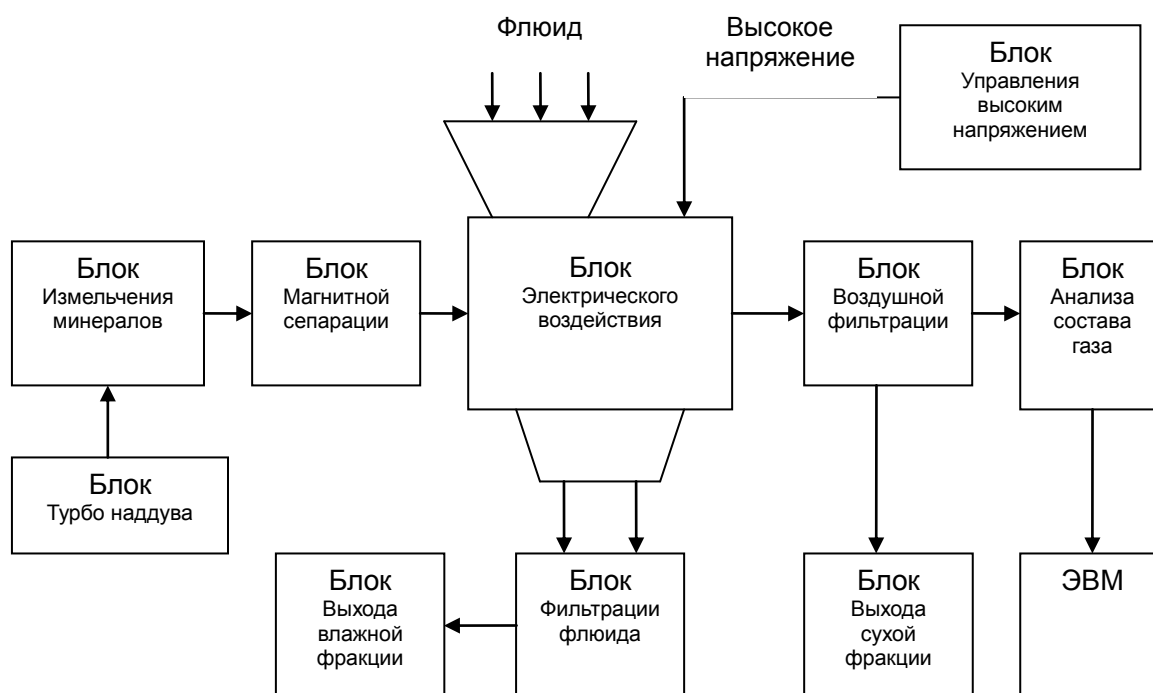


Рисунок 4 – Блок схема лабораторной установки объемного электрофизического воздействия

На рисунке 5 приведена фотография лабораторной установки электрофизического воздействия на минералы в рабочем режиме.



Рисунок 5 – Лабораторная установка объемного электрофизического воздействия на минералы в рабочем режиме

В рабочем режиме, блок управления высоким напряжением потребляет 4 ампера при напряжении 40 вольт. Таким образом, потребляемая мощность блока управления высоким напряжением лабораторной установки электрофизического воздействия на минералы равняется 160 ватт.

Для воздействия коронным разрядом на минералы их подвергают размельчению в блоке измельчения и в виде пыли подают в камеру электрического коронного разряда,

где центральный электрод выполнен в виде люстры Чижевского, а наружным электродом является вода, стекающая по стенкам камеры электрического воздействия.

Работает лабораторная установка следующим образом. В мельницу мелкого помола засыпается руда, содержащая минералы. Здесь образуется пыль, содержащая мелкие частицы обрабатываемых минералов. Измельченный минерал под воздействием турбо наддува и вакуумной установки, засасывается в пылевоздушный контур установки. Вакуумная установка засасывает эти пылеобразные частицы минералов, через систему патрубков прогоняя через зону игольчатых электродов, подключенных к установке высокого напряжения. Проходя через блок электрического воздействия, пылегазовая фракция подвергается воздействию коронного разряда вблизи смоченной поверхности водной камеры. Одновременно с этим процессом работает процесс подачи технологической воды из бункера сбора в камеру залива, которая затем поступает через камеру доставки воды в зону воздействия коронного разряда. Прореагировавшие частицы минералов притягиваются к воде, стекающей по стенкам камеры слива, и отфильтровываются в воронке камеры сбора технологической воды. Не прореагировавшие частицы засасываются и собираются в фильтровальной камере. Далее из установки получаем отдельно мокрую и сухую фракции минералов и воздушную смесь с выделенными в процессе воздействия газами. Электрофизическое воздействие коронного разряда на пылевидную фракцию минералов инициирует электрохимические реакции в газо-воздушной смеси. Анализ состава газо-воздушной смеси, позволит судить о характере инициируемых электрохимических реакций. Характер протекающих электрохимических процессов предполагается регистрировать по качеству отфильтрованного технологического газа в блоке анализа состава газа, посредством газоанализирующих датчиков, подключенных к микропроцессорному контроллеру «Arduino».

Технические характеристики газоанализирующих датчиков:

MQ2 – Бутан, Пропан, Метан, чувствительность - 0,3 – 5 промилле;

MQ3 – Пары спиртов - Этанол, чувствительность - 0,1 – 2 промилле.;

MQ7 – Водород, чувствительность - от 20 до 2000 ppm;

MQ9 – СО- угарный газ, чувствительность - 5 – 20 промилле.

Управляя величиной и знаком электрического поля, мы предполагаем, добиться не только разделения частиц пыли минералов, но и обеспечить процесс электрохимического восстановления металлов из их оксидных соединений.

Таким образом, проведенные экспериментальные исследования свидетельствуют о том, что при глубокой переработке минералов метод электрофизического воздействия дает положительные результаты.

Источники

- 1 Райзер Ю. П. Физика газового разряда. – 2-е изд. – М.: Наука, 1992. – 536 с.
- 2 Аристова Н.А., Пискарев И.М., Ивановский А.В., Селемир В.Д., Спиров Г.М., Шлепкин С.И. Инициирование химических реакций под действием электрического разряда в системе твердый диэлектрик - газ - жидкость. // Журнал физической химии. – 2004, Т. 78, № 7. – С. 1326.
- 3 Борисенко А.В. Инициирование химических реакций под действием электрического разряда над поверхностью воды в среде дымовых газов// Новости науки и техники Казахстана. – 2004, №3. – С. 19-22.
- 4 Васин К.А., Метакса Г.П. Экспериментальное воздействие искрового разряда на минералы месторождения «Акжал». // Сборник ИГД. Труды. – Алматы, 2014, Том 85. – С. 136-142, (WWW.IGD.COM.KZ)
- 5 Васин К.А., Метакса Г.П. Обоснование применения метода электрофизического воздействия при глубокой переработке минералов. // Сборник ИГД. Труды. – Алматы, 2014, Том 86. – С. 296-302, (WWW.IGD.COM.KZ)

Минералогические и геохимические характеристики золото-сульфидно-кварцевых штокверковых месторождений (на примере Васильковского месторождения)

Мирошникова А.П.¹, Мизерная М.А.², Seltmann R.³, Dolgoplova A.³

(¹ Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан,

² ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск, Казахстан,

³ CERCAMS, Department of Earth Sciences, London, UK)

Васильковское месторождение – модельный образец для прогноза и поисков крупнообъемных золотоносных штокверков в Казахстане и других регионах мира. Для месторождения характерна, как минералогическая, так и геохимическая зональность. Разнообразие теллуридов золота, серебра, высокое содержание минералов висмута повышает рентабельность освоения месторождений данного типа.

Ключевые слова: золото, минералогическая зональность, геохимическая зональность, золоторудный штокверк, висмут.

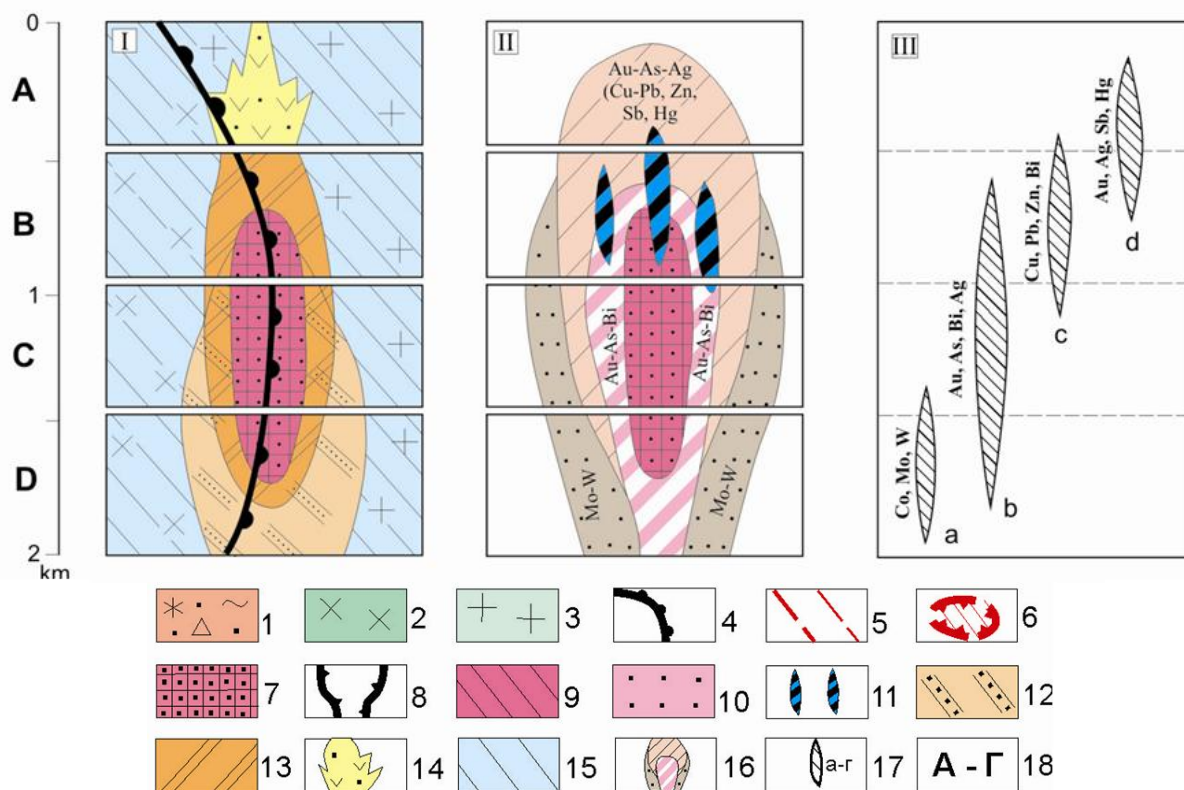
Крупнообъемные золото-сульфидно-кварцевые штокверки в гранитных плутонах – высокорентабельный геолого-промышленный тип рудных концентраций (Форт Нокс на Аляске и др.) [1-4]. Примеры крупных штокверковых месторождений на территории Центральной Азии (в скобках среднее содержание золота, г/т) – Васильковское в Казахстане (3,5), Джеруй и Ункурташ в Кыргызстане (соответственно 4,7 и 1,8), Зармитан в Узбекистане (первые г/т), Джилао в Таджикистане (1,7). Для месторождений характерны общие признаки: образование в обстановке больших глубин в периоды высокой тектонической активности земной коры (коллизонная, островодужная стадии); локализация в морфоструктурных узлах длительного развития (шовные зоны, купола, кольцевые структуры, надвиги, каркасы разломов, замыкания складок); яркое выражение в геофизических полях (магнитном, силы тяжести, гаммоспектрометрии); тесный парагенезис с интрузивами гранитоидов повышенной щелочности (до монзонитов, сиенитов), имеющими комбинированное мантийно-коровое происхождение (I-S тип); дифференцированные дайковые комплексы с телами аплитов и пегматитов; повышенная степень метаморфизма вмещающих толщ (кварц-серицитовые и углеродистые сланцы, амфиболиты, гнейсы, скарноиды, роговики); повторяющийся спектр гидротермальных изменений (калишпатизация, березитизация, поздние аргиллизация, альбитизация, хлоритизация); зональное строение штокверков: вверху жильные и жильно-прожилковые руды, на средних и нижних горизонтах – прожилковые и вкрапленные; ведущая Au-As-Bi-Te-W-Mo специализация; несколько генераций самородного золота; специфические минералы-индикаторы (висмутин, тетрадимит, шеелит, молибденит, арсенопирит); вертикальный размах до 0,8-1,5 км [5].

Васильковское золоторудное месторождение является эталоном многотоннажных месторождений золота штокверкового типа, связанного с интрузией. Месторождение находится в северном Казахстане, в пределах Кокшетауского массива, представляющего собой крупный блок докембрийских метаморфических пород с анатексисом и палеозойским магматизмом [6]. Месторождение приурочено к верхнеордовикскому интрузивному зерендинскому комплексу, представленному габбровой и гранодиоритовой сериями. Васильковское месторождение расположено на контакте габбродиоритов и диоритов с роговообманково-биотитовыми гранодиоритами и плагиогранитами. Месторождению свойственны концентрическая метасоматическая, минералогическая и геохимическая зональности.

Основу золоторудного штокверка составляют кулисообразные, субпараллельные, взаимопересекающиеся жилы и прожилки мелкозернистого темно-серого кварца,

содержащего сульфиды и самородное золото. Наиболее крупные кварцевые жилы мощностью до 0,5-1,0 м развиваются во фронтальной зоне штокверка.

Минеральная зональность проявлена на уровне парагенетических ассоциаций и отдельных минералов. Пирит-пирротин-марказит-кварцевая ассоциация развита преимущественно на средних и глубоких горизонтах (зоны С и D); золото-пирит-арсенопирит-кварцевая и золото-висмутин-пирит-арсенопирит-кварцевая выполняют стволую зону (В и С); золото-полиметаллическая и кварц-карбонат-антимонит-тетраэдритовая тяготеют к верхним горизонтам (В и А) (рисунок 1).



Условные обозначения: 1 – глинисто-щебнистая кора выветривания, 2-3 – интрузивные породы О₃С₁ (зерендинский комплекс): 2 – нерасчлененные габбро-диориты, диориты, 3 – гранодиориты, плагииграниты, 4 – контакт между породами среднего-основного (габбро-диориты, диориты) и кислого (гранодиориты, граниты) состава, 5 – разломы, 6 – контур прожилковой и прожилково-вкрапленной золотой минерализации, 7 – золотоносные штокверки, 8 – контур золотоносного штокверка в разрезе (рис. 14.8), 9-10 – содержания золота в золотоносном штокверке (рис. 14.8, 14.11): 9 – средние и высокие, 10 – низкие, 11 – золото-полиметаллические рудные тела, 12-15 – гидротермалиты (рис. 14.13): 12 – калишпатиты, 13 – березиты, 14 – альбит-хлоритовые метасоматиты, 15 – пропилиты, 16 – геохимические зоны (рис. 14.13), 17 – геохимические ассоциации: а) – нижнерудная Co-Mo-W, б) – продуктивная Au-Bi-As-Ag, в) – верхнерудная полиметаллическая Cu-Pb-Zn-Bi, г) – надрудно-верхнерудная As-Ag-Sb-Hg, 18 – зоны различного эрозионного среза: А – фронтальная (надрудная), Б – прифронтальная (верхнерудная), В – промежуточная (среднерудная), Г – тыловая (нижнерудно-подрудная).

Рисунок 1 – Модель метасоматической (I) и геохимической (II, III) зональности Васильковского золоторудного месторождения [7]

В зоне А (фронтальная часть системы) доминируют альбититы, хлоритолиты, альбит-хлоритовые породы, ассоциирующие с маломощными телами березитов (5-20 м), широко развит слабозолотоносный гипидиоморфнозернистый арсенопирит, отмечаются блеклая руда, антимонит, полиметаллические сульфиды, а прожилковый рудный кварц имеет слабую интенсивность (1-5 %) [8].

На верхнерудном уровне (зона В) березиты имеют повышенную мощность (десятки и первые сотни метров), возрастает доля золотоносного порфиробластового арсенопирита (до 80-85 %), фиксируется антимонит-блеклорудная минерализация, количество рудного кварца 20 %, присутствуют турмалин и флюорит.

В зоне В (среднерудный уровень) ореол березитизации имеет значительную мощность (многие сотни метров), арсенопирит выражен интенсивно (более 5 %) при равном соотношении порфиробластовой и гипидиоморфнозернистой генераций, постоянно наблюдаются соединения висмута (висмутин, тетрадимит, самородный висмут), максимально проявлены (более 30 %) жильные минералы (серый рудный кварц, турмалин, флюорит) [6, 10].

В зоне С (нижнерудно-подрудный уровень) отмечается телескопирование калишпатитов и березитов при снижении (до выклинивания) мощности метасоматического ореола, уменьшается (до 1-2 %) интенсивность арсенопирита (преобладают гипидиоморфнозернистые выделения) и жильных минералов (до 20-30 %), увеличивается количество флюорита [9, 10].

Обобщенная вертикальная минеральная зональность представлена последовательностью (снизу вверх): пирротин, марказит, шеелит, молибденит → висмутин → арсенопирит → полиметаллические сульфиды → антимонит. Зональность блеклых руд: смешанная блеклая руда → теннантит → тетраэдрит. На глубину возрастают пробность самородного золота (до 900-950) и размерность его выделений (до 0,1-0,12 мм).

Главные элементы-индикаторы месторождения – Au, As, Bi (контрастность сотни-тысячи кларков), менее контрастными являются W, Sb, Ag, Cu, Pb, Hg (единицы-первые десятки кларков), слабоконтрастными – Zn, Mo, Ni, Co, Cr, Mn (единицы кларков). Золото – сквозной элемент с полимодальным распределением концентраций; средние его содержания равны (г/т): в околорудных породах – 0,37, рудных зонах – 1,0, рудных телах – 3,7, рудных столбах – более 10 [2]. Средние и высокие содержания золота тяготеют к центральной части рудоносного штокверка, низкие – к периферии. Висмут тесно связан с пирит-арсенопиритовой минерализацией. Во вкрапленных и прожилково-вкрапленных рудах содержания Bi 5-10 г/т, в прожилковых 10-50 г/т, в рудных столбах до 100-1500 г/т. Золото образует тесные корреляционные связи с элементами рудной стадии – Bi, As, Ag, Pb, Cu. Осевое положение в геохимической модели занимает рудоносное Au-As-Bi ядро (В, С и частично D), которое на средних и нижних горизонтах облекается Mo-W зоной (С, D), на средних и верхних (С, В и А) – Au-As-Ag (с Cu, Pb, Zn, Sb, Hg). Обобщенный ряд ВГЗ: W – Co – Mo – Pb – Au, Bi – Sb – As, Ag – Cu – Hg [14]. Основу этого ряда образуют четыре геохимические ассоциации: нижнерудная Co-Mo-W, основная продуктивная Au-Bi-As-Ag (развита в зонах В, С, D), верхнерудная полиметаллическая Cu-Pb-Zn-Bi (зона В) и надрудно-верхнерудная As-Ag-Sb-Hg (А, В). Контрастными показателями вертикальной зональности являются отношения Hg·Cu·Ag/Mo·W·Co, Hg·As/Mo·W, Hg·As/W·Co [6,10].

Васильковское месторождение отличают длительный диапазон рудоподготовительных и рудообразующих процессов (сотни млн. лет), комбинированная мантийно-верхнекоровая природа магматизма, рудонесущих флюидов и золота, четкая позиция в геофизических полях и структурных дислокациях, высокоупорядоченная метасоматическая, минеральная и геохимическая зональность[11]. Данное месторождение обладает высоким сырьевым потенциалом, с перспективами прироста запасов на глубину и на флангах в пределах узлов пересечения и смещения тектонических разломов разного порядка. Разнообразие теллуридов золота, серебра, высокое содержание минералов висмута повышает рентабельность освоения месторождений данного типа. Комплексность месторождения ставит новые задачи для разностороннего учета основных и попутных компонентов при проведении всех стадий их разведки и эксплуатации.

Источники

- 1 Золоторудные месторождения СССР. Геология золоторудных месторождений Казахстана и Средней Азии. Т. 2. – М.: ЦНИГРИ, 1986. – 287 с.
- 2 Константинов М.М. Золоторудные провинции мира. – М.: Научный мир, 2006. – 356 с.
- 3 Рафаилович М.С. Золото недр Казахстана: геология, металлогения, прогнозно-поисковые модели. – Алматы, 2009. – 304 с.
- 4 Lang J.R., Baker T., Hart C.J.R., Mortensen J.K. An Exploration Model for Intrusion-Related Gold Systems // SEG Newsletter. – 2000, № 40. – P. 5-15.
- 5 Рафаилович М.С., Федоренко О.А., Арфьев В.Н. Васильковское штокверковое месторождение золота // Атлас моделей месторождений полезных ископаемых Казахстана. – Алматы, 2004. – С. 58-61.
- 6 Любецкий В.Н. Глубинные критерии локализации оруденения золота в Казахстане (по геофизическим данным) // Опыт прогнозирования и оценки золоторудных месторождений Казахстана. – Алма-Ата: КазИМС, 1985. – С. 10-19.
- 7 Атлас месторождений полезных ископаемых Казахстана. – Алматы, 2004. – 141 с.
- 8 Чекваидзе В.Б., Берзон Р.О. Полиметалльно-золоторудная формация. Околорудные метасоматиты // Золоторудные месторождения СССР. Т. 2. – М.: ЦНИГРИ, 1986. – С. 28-32.
- 9 Шиганов А.А. Геохимические поисково-оценочные критерии золоторудных месторождений Казахстана (метод. рекомендации). – М.: ЦНИГРИ., 1985. – 122 с.
- 10 Рафаилович М.С. Модели вертикальной геохимической зональности месторождений золота и их использование при поисковых работах. – Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2002. – 166 с.
- 11 Крупномасштабное прогнозирование золотых и золотосодержащих месторождений в активизированных докембрийских блоках и срединных массивах Казахстана (метод. рекомендации) / М.С. Рафаилович, В.М. Абишев, Г.М. Козловский и др. – Алма-Ата: КазИМС, 1985. – 64 с.

Разработка и освоение производства конвейерных весов КВК-7731 на основе применения алгоритмов покалибровочной адаптации

Намазбаев Т.С., Моисеенко В.Ю., Сагинова К.М.

*(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» институт АО «Казчерметавтоматика»,
г. Караганда, Казахстан)*

Предлагается метод повышения точности измерения конвейерных весов на основе применения алгоритмов покалибровочной адаптации исключающие погрешности, возникающие из-за резких перепадов температур в условиях континентального климата.

Ключевые слова: покалибровочная адаптация, конвейерные весы, весовая платформа.

Производительность металлургических агрегатов предприятий горно-металлургического комплекса зависит от качества шихтовых материалов. Поэтому подготовка шихтовых материалов является одним из важнейших этапов горно-металлургического производства. Для перемещения сыпучих шихтовых материалов широко применяют стационарные ленточные конвейеры. Они могут устанавливаться как горизонтально, так и наклонно, несущим и одновременно тяговым органом конвейера является гибкая, преимущественно резиновая лента, огибающая приводной и натяжной барабаны. Рабочая и холостая ветви ленты опираются на роликовые опоры, смонтированные на несущих конструкциях. Ширина ленты составляет (400-2000)мм, скорость ленты достигает 3,15 м/с, а длина конвейера – 1500м и более.

Необходимо также отметить актуальность создания и освоения производства нового поколения конвейерных весов с точки зрения реализации программы правительства по развитию сырьевых секторов экономики путем создания современных импортозамещающих и экспортоориентированных производств, направленных на выпуск наукоемкой продукции, внедрение ресурсосберегающих и экологически чистых технологий на основе применения автоматизированных систем управления технологическими процессами на предприятиях горно-металлургического комплекса, предприятиях энергетики.

На точность измерения конвейерных весов, эксплуатируемых на предприятиях ГМК в условиях континентального климата, влияют колебания температуры окружающей среды, вызывающие изменения геометрических размеров весовых платформ за счет линейного расширения или сжатия металлических конструкций.

И в этом плане предлагаемая опытно - конструкторская работа направленная на решение проблем повышения точности измерения конвейерных весов путем учета влияния изменения геометрических размеров измерительных весовых платформ за счет линейного расширения или сжатия металлических конструкций из-за перепада температур в условиях континентального климата (перепад температуры -40 °С зимой и + 40 °С летом) весьма актуальна.

Настоящий и обозримый в будущем период работы предприятий горно-металлургического комплекса характеризуется существенной нестационарностью внешних и внутренних производственных условий, что предопределяет необходимость создания и внедрения адаптивных информационно-измерительных систем управления, ориентированных такие условия.

На предприятиях горно-металлургического комплекса нашей страны эксплуатируется большой перечень конвейерных весов, изготовленных и поставленных из стран ближнего и дальнего зарубежья.

К недостаткам известных технических решений, реализованных в них, следует отнести низкую точность измерения из-за влияния колебаний температуры

окружающей среды на выходной сигнал датчика веса в течение смены, суток, разных значений, при одной и той же величине транспортируемого материала. Причина: металлические конструкции, из-за перепада температур изменяются за счет линейного расширения или сжатия. Кроме того, номинальная статическая характеристика датчика веса определяется при температуре, отличающейся от температуры окружающей среды, что в свою очередь, также приводит к снижению точности измерения веса материала, транспортируемого конвейерами.

Исследования, проведенные сотрудниками института АО «Казчерметавтоматика», показали, что конвейерные весы эксплуатируемые в АО «Арселор Миттал Темиртау», ТОО «Корпорация Казахмыс» в диапазоне температур от -10°C до $+20^{\circ}\text{C}$ имеют метрологические характеристики соответствующие паспортным данным. Но в диапазоне температур ниже минус 20°C и выше плюс 30°C погрешность измерения массы транспортируемых сыпучих материалов существенно возрастает. Так, например, отклонение массы сыпучих материалов, определённой известными конвейерными весами от фактической, при аномальных температурах достигает $18 \div 22\%$. т.е. точность измерения резко снижается.

Более высокая точность измерения в конвейерных весах КВК-7731 была обеспечена за счет применения алгоритмов покалибровочной адаптации, специальных датчиков для получения информации о линейном расширении или сжатии конструкции грузоприемных устройств конвейерных транспортеров в условиях резких колебаний температуры окружающей среды, а также применения последних достижений в области информационных технологий.

В конвейерных весах КВК-7731 контроль температуры окружающей среды и применение алгоритмов покалибровочной адаптации позволяют повысить точность и надежность измерения массы сыпучих материалов, транспортируемых ленточными конвейерами.

При выполнении опытно-конструкторских работ по созданию таких весов с улучшенными метрологическими характеристиками, разработана математическая модель расчета совокупного коэффициента, учитывающего дополнительные погрешности, обусловленные влиянием периода температур на геометрические размеры весовой платформы.

Путем обработки экспериментальных данных статистическими методами с учетом влияния температуры окружающей среды и перепада температуры на геометрию весовых платформ получено корреляционное уравнение для определения совокупного коэффициента, позволяющего учитывать дополнительные погрешности:

$$y_1 = a_0 + a_1 \cdot t_1 + a_2 \cdot \Delta t, \quad (1)$$

где:

y_1 - совокупный коэффициент, учитывающий дополнительные погрешности обусловленные влиянием перепада температур на геометрические размеры весовой платформы;

a_0, a_1, a_2 - эмпирические коэффициенты;

t_1 - измеряемая температура окружающей среды на весовой платформе, $^{\circ}\text{C}$;

Δt - величина перепада температуры окружающей среды, определяемая через каждые 60 минут работы конвейерных весов, $^{\circ}\text{C}$.

Далее осуществляется корректировка величины выходного сигнала датчика веса:

$$U_p^k(t) = U_p(t) \cdot y_1, \quad (2)$$

где:

$U_p(t)_1$ - измеряемая величина сигнала от датчика веса, мВ;

$U_p^k(t)$ - скорректированная величина датчика веса с учетом дополнительных погрешностей, возникающих из-за влияния перепада температур на геометрические размеры первой весовой платформы, мВ.

Затем измеряемая производительность конвейера определяется по следующей зависимости:

$$Q = \int U_p^k(t) \cdot v(t) \cdot \varepsilon dt = \int U_p(t) \cdot y_1 \cdot v(t) \cdot \varepsilon dt, \quad (3)$$

где:

Q – измеряемая производительность конвейера, кг.;

$v(t)$ – скорость конвейерной ленты, м/сек.;

ε – коэффициент пропорциональности.

При калибровке конвейерных весов контрольными грузами, зная его величину, значения выходного сигнала датчика веса, величину измеряемой температуры окружающей среды, а также величину перепада температуры окружающей среды за последние 60 минут, определяется фактическое значение совокупного коэффициента y_1 .

Далее определяется величина эмпирических коэффициентов a_0 , a_1 , a_2 методом многофакторного корреляционного анализа на основе данных, полученных при калибровке конвейерных весов контрольными грузами.

На рисунке 1 изображена схема конвейерных весов на наклонном конвейере, на рисунке 2 – вид А на рисунке 1.

Конвейерные весы содержат две встречные (по расположению весовых роликов относительно шарниров) весовые двуплечие платформы – нижнюю 1 и верхнюю 2, подвешенные к шарнирным опорам 3 и 4. Наружное плечо каждой весовой платформы снабжено двумя контргрузами 5 и 6, выполненными с возможностью перемещения вдоль плеча, и концом опирается на датчики веса 7 и 8.

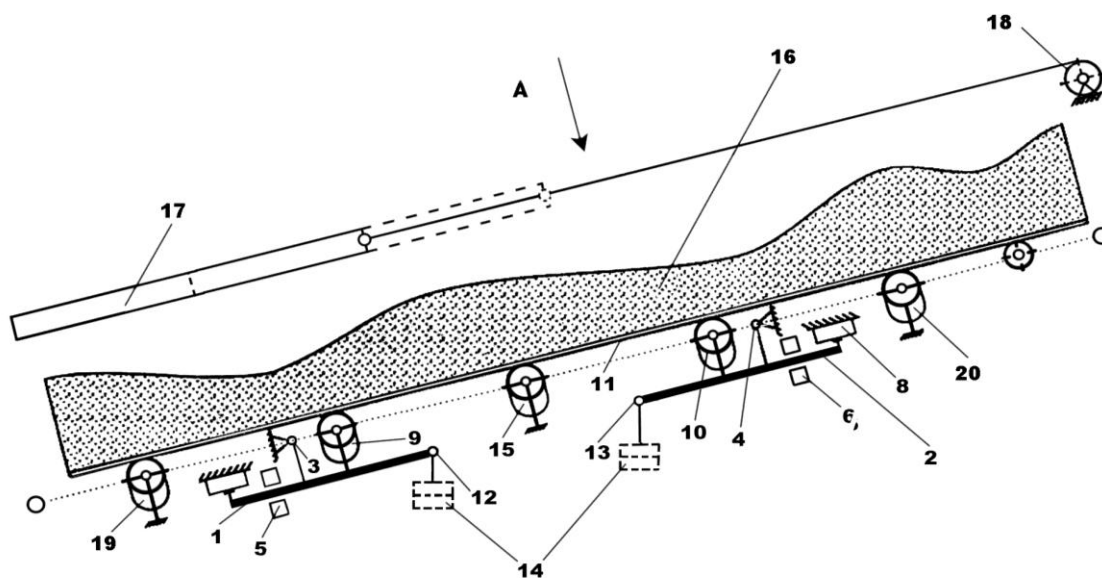


Рисунок 1 – Схема конвейерных весов на наклонном конвейере

Внутренние плечи весовых платформ снабжены весовыми роликоопорами 9 и 10, по которым перемещается конвейерная лента 11, и призмами 12 и 13 – для поочередной подвески контрольных грузов 14 при градуировке и поверке весов.

Датчики веса 7 и 8 и призмы 12 и 13 при встречном монтаже весовых платформ расположены по разные стороны конвейера. Для исключения взаимного влияния при

поочередной догрузке весовых платформ контрольными грузами весовые платформы расположены по разные стороны стационарной роlikоопоры 15.

Конвейерные весы монтируются на раме конвейера вместо двух штатных роlikоопор, которые устанавливаются на встречных платформах в качестве весовых опор 9 и 10.

В весах реализуется двухканальный принцип измерения, обеспечивающий инвариантность к действию возмущений - ряду механических факторов (сопротивления движению ленты, асимметрии ее деформации на наклонных конвейерах, динамических нагрузках и др.). Транспортировка материала 16 осуществляется на конвейерной ленте 11.

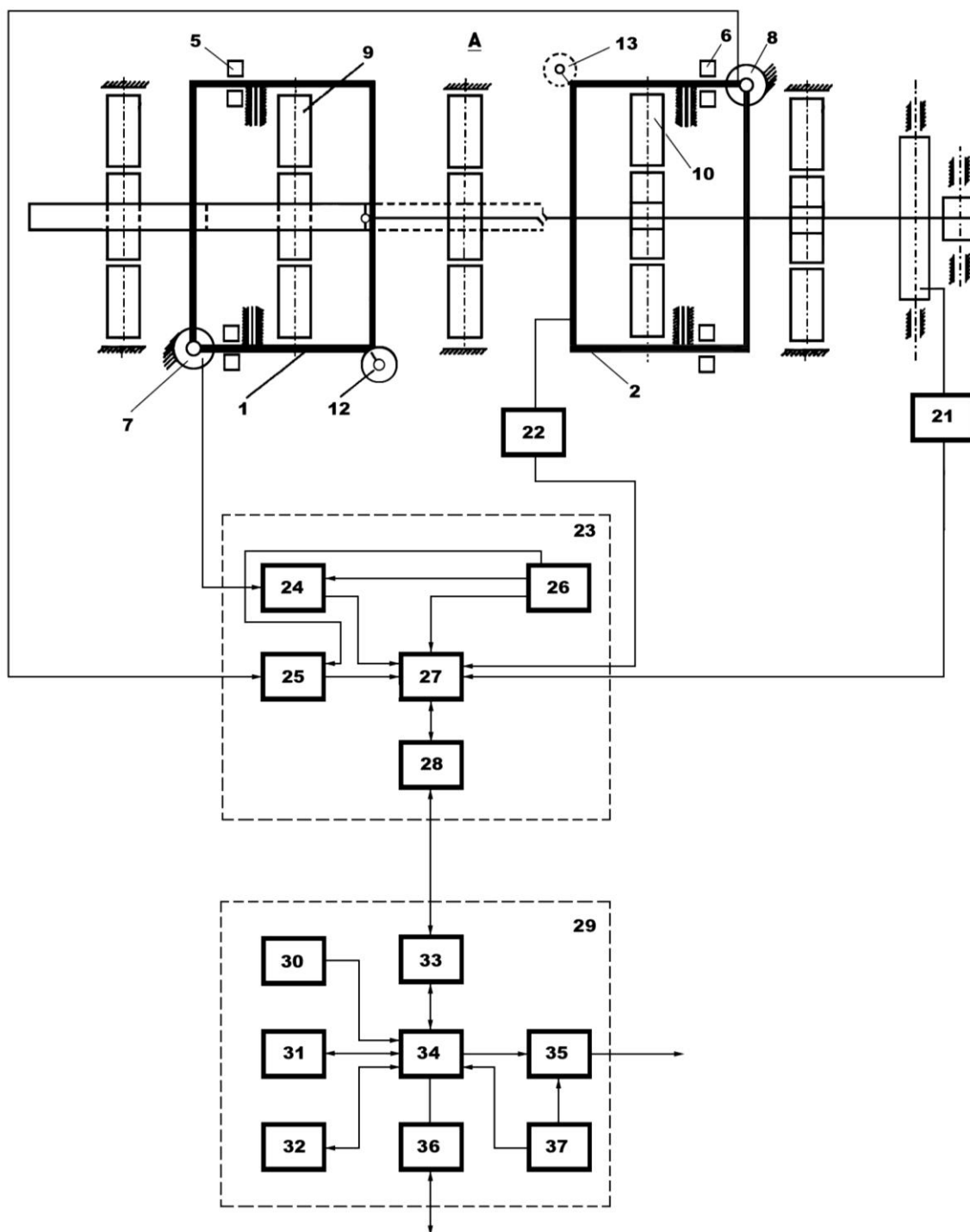


Рисунок 2 – Вид А на рисунке 1

При работе конвейерных весов нагрузка ленты q передается на датчики веса 7, 8. При этом информативный сигнал, соответствующий полезной измеряемой нагрузке $q(t)$, поступает на них синфазно, а неинформативный сигнал, соответствующий возмущениям $f(t)$, благодаря встречному расположению весовых платформ поступает дифференциально на блок 23 аналого-цифрового преобразователя. Одновременно на контроллер 27 блока 23 аналого-цифрового преобразователя поступает выходной сигнал преобразователя скорости конвейерной ленты 21.

Конвейерные весы КВК-7731 позволяют сохранить полный рисунок о весе транспортируемого материала, прошедшего через них, в момент критических значений электрических помех линии связи, что, в свою очередь, увеличивает надежность работы весов и исключает возможность потери накопленной информации по производительности конвейера за контролируемый промежуток времени.

Финансирование опытно-конструкторской работы по разработке конвейерных весов КВК-7731 была осуществлена Министерством образования и науки по программе «Грантовое финансирование научных исследований».

Работа завершена разработкой конструкторской документации на изготовление конвейерных весов КВК-7731, изготовлением опытных образцов и проведением сертификационных испытаний.

Институтом АО «Казчерметавтоматика» получен сертификат № 12005 об утверждении типа средств измерений. Комитетом технического регулирования и метрологии Министерства по инвестициям и развитию Республики Казахстан комплекс весоизмерительный конвейерный зарегистрирован в реестре государственной системы обеспечения средства измерений 21 июля 2015 года за № KZ 02.02.04588-2015.

Первые образцы КВК-7731 будут внедрены на Экибастузской ГРЭС-1.

Источники

1. Инновационный патент РК №23590 на конвейерные весы. Оpub. В БИ № 12, 2012г. Авторы: Намазбаев Т.С., Колесников В.А., Муравлев В.К., Моисеенко В.Ю., Есенбаев С.Х., Алимбаев С.Т., Сагинова К.М.
2. Предварительный патент РК №14575 на конвейерные весы. Оpub. в БИ №7, 2004г. Авторы: Намазбаев Т.С., Филатов В.В., Лигай В.Д., Нахай И.И., Рахимова Р.Г., Клуниченко А.И.
3. Намазбаев Т.С. Создание и внедрение специализированных средств и систем автоматизации для предприятий горно-металлургического комплекса // Сталь. – 2008, №8. – С. 91-98.
4. Намазбаев Т.С. Автоматизированная система дозирования компонентов алгомерационной шихты на основе электротензорезисторных конвейерных весов ВКЭ-7678 // Сталь. – 2003, №12. – С. 12-15.
5. Semyon G. Rabinovich “Evaluating Measurement Accuracy: A Pratical Approach”, Springer, 2009.
6. Nicolay V. Kirianaki, sergey Y. Yurish, Nestor O. Shpak, Vadim P. Deynega, “Data Acgu isitoo and Signal Processing for Smart Sensors”, Wiley, 2002.
7. S. Rabinovich, “Accuracy jf single measurements”, Accreditation and Quality Assurance 12 (8) 419-424, (2007).
8. S. Rabinovich, Measurement Errors and Uncertainties: Theory and Practice, 3rd (Springer, New York, 2005).
9. W. Bich, M.G. Cox, P.M. Harris “Evolution of the “Guide to the expression of uncertainty in measurement”, Metrologia 43, 161-166 (2006).
10. Гудовский Ю.В., Донис В.К., Син В.М. Косвенный метод поверки конвейерных весов // Измерительная техника. – 1992, № 5. – С. 19.
11. Алимбаев С.Т. Повышение чувствительности конвейерных весов // Труды КарГТУ. – 1996, № 1. – С. 302-303.

Теоретическая база для создания автоматизированной системы рационального взаимодействия добывающих и обогатительных предприятий

Петрович С.И.¹, Файзулин М.А.², Стукалова Н.Г.³

(¹г. Санкт-Петербург, Россия, ²филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан, ³РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан)

Организация автоматизированной системы рационального взаимодействия предприятий горно-обогатительного комплекса предполагает решение взаимно увязанных между собой задач, как увязка материального баланса движения рудных масс и содержащихся в них товарных металлов, проведения диагностики разделительных процессов на обогатительной фабрике и установления технологических обогатительных характеристик, построения календарного планирования работы очистных забоев (блоков) и отгрузки руды с рудников на обогатительную фабрику, оценки эффективности применения разработок по рациональному управлению качеством сырья.

Ключевые слова: автоматизированная система, баланс, обогатительная фабрика, диагностика, календарное планирование, эффективность.

Разработанные авторами математические модели, обеспечивающие рациональную взаимную увязку работы добывающих и перерабатывающих предприятий, представляют собой весьма сложные, очень большой размерности (несколько тысяч уравнений и несколько десятков тысяч переменных) задачи нелинейного математического программирования. Для их формирования и дальнейшего решения необходима переработка огромного количества числовой информации. Выполнить такую работу вручную не представляется возможным. Такие задачи могут ставиться и успешно решаться только при использовании специально созданной соответствующей автоматизированной системы управления.

Выполненные исследования вполне могут быть приняты в качестве отправных позиций для разработки теоретических основ создания автоматизированной системы (АС) рационального взаимодействия добывающих и обогатительных предприятий горно-обогатительного комплекса (ГОК).

Для создания указанной АС следовало в первую очередь разработать научную базу построения информационного обеспечения, обеспечивающего быстрое, удобное и качественное формирование и реализацию соответствующих задач математического программирования, а на основе их решения выдачу в удобной для пользователя виде выходной информации.

Необходимо было разработать математические методы решения весьма сложных задач нелинейного математического программирования, являющихся основой для построения математического обеспечения создаваемой АС.

И наконец, следует выбрать вычислительную технику, обеспечивающую быстрое и качественное выполнение всей работы, разработать соответствующие алгоритмы для построения соответствующего программного обеспечения.

Успешная организация рационального взаимодействия предприятий горно-обогатительного комплекса возможна лишь при решении на высоком научном уровне следующих взаимно увязанных задач:

- учета и анализа движения с различных рудников на обогатительную фабрику (ОФ) рудных масс и содержащихся в них товарных металлов, базирующихся на правильно построенном материальном их балансе (задача увязки материального баланса) [1];
- проведения диагностики разделительных процессов на ОФ, перерабатывающей разнотипные руды, и установления на этой основе их технологических

обогажительных характеристик (задача диагностики разделительных процессов) [2];

- корректного построения с использованием указанных обогажительных характеристик математических моделей рационального взаимодействия добывающих и обогажительных предприятий и успешной их реализации (задача календарного планирования работы очистных забоев (блоков) и отгрузки руды с рудников на ОФ) [3];
- оценки эффективности применения разработок по рациональному управлению качеством сырья, позволяющей наилучшим образом прогнозировать показатели переработки сырья того или иного рудника [4].

При решении каждой из перечисленных задач пришлось столкнуться с рядом теоретических и практических сложностей.

Из существующих на горных предприятиях, ОФ и в отделе технического контроля (ОТК) массивов информации, отображающих показатели работы добывающих и перерабатывающих предприятий ГОКа в некоторые промежутки времени, были выделены те минимально необходимые базы данных, с помощью которых можно решать указанные выше задачи.

Для нормального решения задачи установления баланса завозимых с различных рудников и перерабатываемых на ОФ рудных масс и содержащихся в них металлов минимально необходимой информацией является:

- суточные данные об объемах поступающих с различных рудников на ОФ рудных масс и содержания в них металлов;
- суточные данные об объеме перерабатываемой на ОФ руды и среднесуточном сливном содержании металлов в ней.

Указанный набор информации должен в течение двух-трех месяцев накапливается и хранится в ОТК ГОКа, после чего можно приступать к решению приведенной задачи.

Поскольку данная информация после решения задачи баланса в преобразованном виде в дальнейшем будет использоваться для получения технологических обогажительных характеристик (ТОХ) каждого типа руды (руды каждого рудника), необходимо следить, чтобы в период ее накопления на ОФ не происходило резкого изменения технологии обогащения и реагентного режима.

Для решения задачи диагностики разделительных процессов при переработке на ОФ различных типов руд и установления по ее результатам их технологических обогажительных характеристик необходимо иметь:

- данные об объемах и качестве реально ежесуточно перерабатываемого на ОФ того или иного типа сырья (они получают только после решения задачи увязки баланса);
- данные об объемах и качестве ежесуточно получаемых на ОФ продуктов переработки (концентрат, хвосты обогащения).

Первый набор указанных данных, как отмечалось выше, формируется в результате решения задачи установления баланса для того же двух-трехмесячного периода и всегда будет находиться в памяти компьютера. Второй же набор данных накапливается по суточным результатам работы ОФ и хранится на фабрике. Получаемые ТОХ для каждого подаваемого на ОФ типа руды после решения задачи диагностики в дальнейшем могут использоваться при прогнозировании показателей работы фабрики и формировании рациональных план-графиков добычи и отгрузки руды на рудниках.

Этими характеристиками можно пользоваться до наступления нового планового срока их пересчета или до момента существенного преобразования технологии переработки руды на ОФ.

При решении задачи повышения эффективности работы предприятий ГОКа за счет рационального их взаимодействия основная исходная информация представляется данными, характеризующими:

- плановые объемы добычи руды на рудниках и объемы ее переработки на ОФ и стоимости одной тонны каждого полезного компонента в концентрате;
- возможности каждого из намечаемого к работе в планируемый отрезок времени добычного забоя (объем оставшихся в забое запасов, возможная суточная нагрузка на забой) и содержание товарных металлов в добываемой из них руде;
- технологически возможный порядок отработки забоев, соответствующий утвержденному долгосрочному плану развития горных работ и требованиям правил безопасности и техники эксплуатации;
- емкости накопительных бункеров на руднике и их ориентировочная загрузка на момент начала действия составляемого план-графика;
- возможности транспортных коммуникаций на руднике и ОФ, диктующие нагрузки на отдельные производственные участки;
- возможную привязку забоев к тем или иным существующим на руднике добычным бригадам
- директивные требования к объемам добываемых в плановый период различных типов руд и планируемым массам извлечения в концентрат (концентраты) товарных металлов;
- ТОХ поставляемых на ОФ различных типов руд и их разделение на те или иные металлосорта.

При решении задачи оценки эффективности использования способов рационального формирования рудопотоков для оперативного получения в автоматизированном режиме усредненных показателей переработки минерального сырья необходима следующая исходная информация:

- базовые показатели работы ОФ до внедрения разработок по рациональному управлению качеством сырья;
- ТОХ поставляемых на ОФ различных типов руд и их разделение на те или иные металлосорта;
- оптимальный план-график добычи и завоза для переработки руд с конкретного рудника.

Вся приведенная выше исходная информация для решения перечисленного выше набора задач представляется в виде реляционных баз данных. Они независимо друг от друга могут создаваться программными средствами, написанными на современных языках объектно-ориентированного программирования Delphi и Builder в среде Windows.

Общая схема взаимной увязки описанных выше массивов данных при решении задач, связанных с процедурой рационального взаимодействия работы добывающих и обогащательных предприятий, приведена на рисунке 1.

Порядок накопления и использования баз данных при решении приведенных задач следующий.

Сначала в файле базы данных накапливается информация за некоторый контрольный период (2-3 месяца), отображающая по данным ОТК суточные объемы и качество (среднесуточное содержание товарных металлов) завозимых на ОФ руд с различных рудников, а также по отчетам ОФ суточные показатели ее работы (общий объем перерабатываемой руды, сливное содержание в ней товарных металлов, объемы полученных в процессе переработки сырья продуктов (концентраты, хвосты обогащения) и содержание товарных металлов в них, массы металлов, извлеченных в концентраты и потерянных в хвостах обогащения).

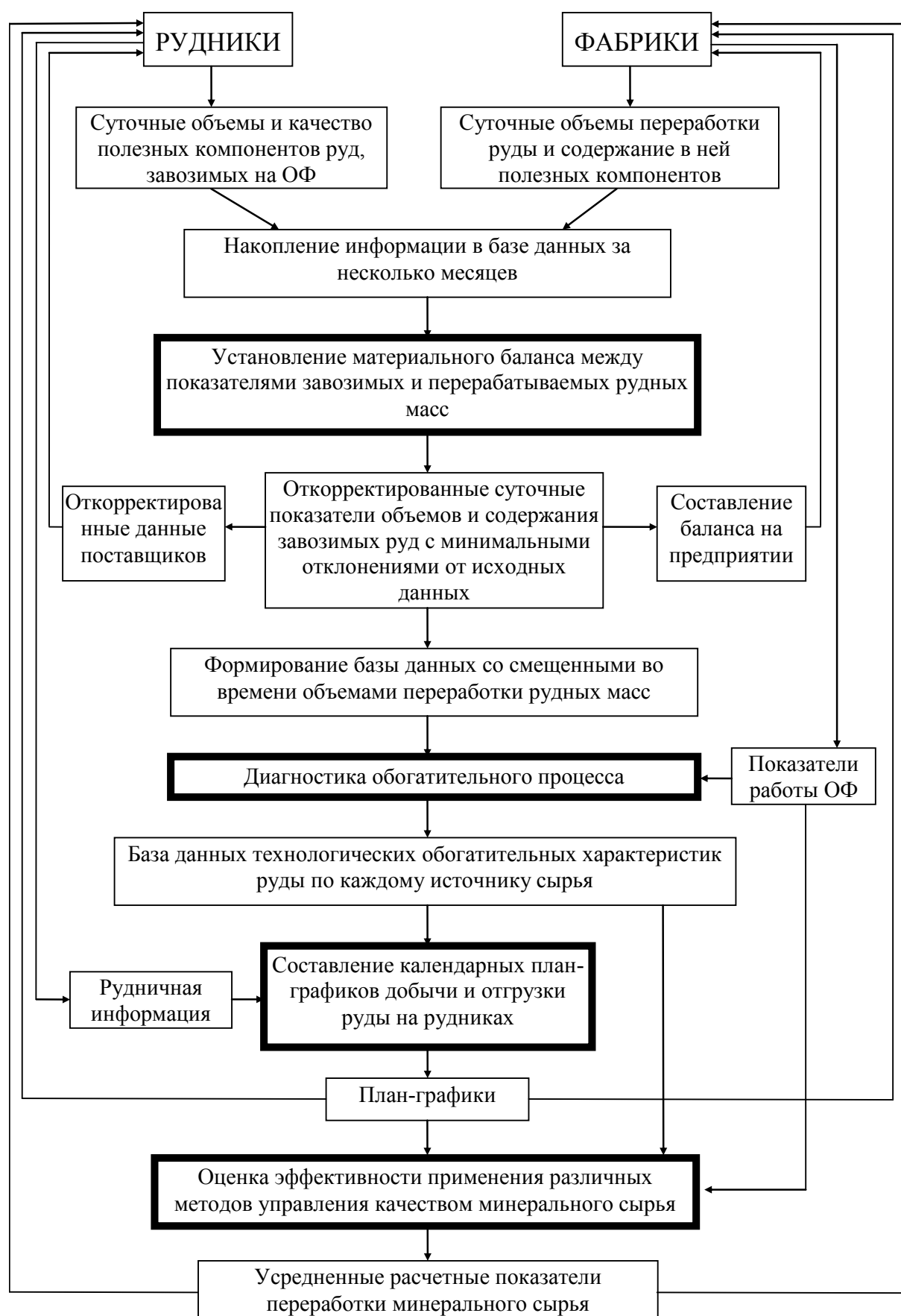


Рисунок 1 – Общая схема взаимной увязки информации в создаваемой АС

После использования данной информации в комплексе программ, обеспечивающем посуточное выполнение баланса рудных масс и содержащихся в них металлов в поступающем и перерабатываемом на ОФ сырье, в специальном файле должна автоматически накапливаться информация для решения следующей задачи (диагностика разделительных процессов на ОФ и получение ТОХ различных типов руд).

В данной базе данных уже становятся известными за указанный контрольный период ежесуточно перерабатываемые на ОФ объемы руд с каждого рудника, а также содержания товарных металлов в них.

После обработки данной информации комплексом программ по диагностике разделительного процесса для каждого типа руды выявляются зависимости, характеризующие ее обогатимость, а также содержания металлов, отображающие принадлежность руды к тому или иному металлосорту.

Эти данные используются в дальнейшем при формировании и реализации математических моделей оптимального планирования и управления добычными и отгрузочными работами на рудниках для того или иного планового периода. Получаемые при реализации этих моделей план графики добычных и отгрузочных работ передаются на рудники и ОФ и используются в следующей задаче оценки эффективности применения разработок по рациональному управлению качеством сырья.

На основе вышеуказанной информации в последней задаче производится формирование усредненных базовых показателей обогащения руд горных предприятий, выбор на их основе рационального метода расчета прогнозных показателей работы ОФ и оценка результатов внедрения научно-технических разработок по рациональному взаимодействию добывающих и обогатительных предприятий.

Источники

- 1 Петрович С.И., Файзулин М.А., Стукалова Н.Г., Смаилова Р.Г. Метод увязки баланса минералов, содержащихся в перерабатываемой рудной массе и получаемых продуктах обогащения // Промышленность Казахстана. – 2007, №2. – С. 82-84.
- 2 Левин Е.Л., Петрович С.И., Климов Д.В., Файзулин М.А., Стукалова Н.Г., Смаилова Р.Г. Технологические обогатительные характеристики руд различных поставщиков на дробильно-обогатительную фабрику ОАО «ОЛКОН» // Промышленность Казахстана. – 2010, №6. – С. 85-87.
- 3 S.I. Petrovich, M.A. Faizulin, N.G. Stukalova, and V.S. Muzgina. Optimization of mining operations with intermediate storage using based on operational scheduling // 23rd INTERNATIONAL SYMPOSIUM on MINE PLANNING & EQUIPMENT SELECTION MPES 2015 (8 -11 November), Johannesburg, South Africa. – P. 669-673.
- 4 С. Петрович, М. Файзулин, Н. Стукалова, Р. Смаилова. Повышение эффективности оценки работы горно-обогатительного комплекса // Труды Двадцатого Международного Симпозиума по планированию горных работ и выбору оборудования MPES 2011. – Алматы, 2011. – С. 672-683.

Автоматизация построения зоны опасного влияния горных работ в условиях горной местности

Проходов В.В.¹, Пак Л.Н.¹, Наумов В.П.¹, Проходова Л.А.²

(¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан,

²«ВКГТУ им. Д.Серикбаева», г. Усть-Каменогорск, Казахстан)

Предлагается методика и описание разработанных в филиале РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет» инструментов для построения зоны опасного влияния горных работ в условиях горной местности. Описание методики иллюстрируется реальным примером по построению зоны опасного влияния горных работ при отработке месторождения «Талды-Булак левобережный» (Киргизия), расположенном в высокогорном районе.

Ключевые слова: зона опасного влияния горных работ, сложный рельеф, макрос.

Одной из задач, решаемых при отработке месторождений подземным способом, является определение зоны опасного влияния горных работ.

Особенностью горнодобывающих предприятий, расположенных в горной местности со сложным рельефом, является относительная ограниченность в выборе мест для размещения производственных зданий и сооружений. В большинстве случаев наземные производственные объекты для таких предприятий вынужденно располагают в прилегающих к месторождению долинах и ущельях.

В горных условиях дополнительными рисками при отработке месторождений подземным способом являются провокация оползней, обвалов, схода лавин в ходе ведения горных работ. Задача корректного определения зоны опасного влияния горных работ в этом случае становится ещё более актуальной.

Традиционный метод построения зоны опасного влияния горных работ включает в себя следующие этапы:

- задание углов для построения зоны сдвижения по скальным породам (два - по простиранию и два - вкрест простирания) и по наносам исходя из конкретных горно-геологических условий месторождения;
- определение точек пересечения мульды сдвижения с границей скальных пород и рыхлых отложений по четырём основным направлениям;
- по полученным точкам определяются точки пересечения мульды сдвижения с дневной поверхностью;
- окончательно зона опасного влияния горных работ определяется интерполяцией между четырьмя точками пересечения мульды сдвижения с поверхностью.

Данный метод хорошо работает при равнинных и слабохолмистых рельефах поверхности. В условиях сложного горного рельефа подобный упрощённый подход даёт результат, далёкий от действительного.

Для построения зоны опасного влияния горных работ в горной местности с большими перепадами высот рельефа нами предлагается строить мульду сдвижения по максимально возможному числу направлений с последующим определением границы зоны влияния горных работ как линии пересечения мульды сдвижения с дневной поверхностью.

Применение предлагаемого метода проиллюстрируем на примере построения зоны опасного влияния горных работ при отработке месторождения «Талды-Булак левобережный».

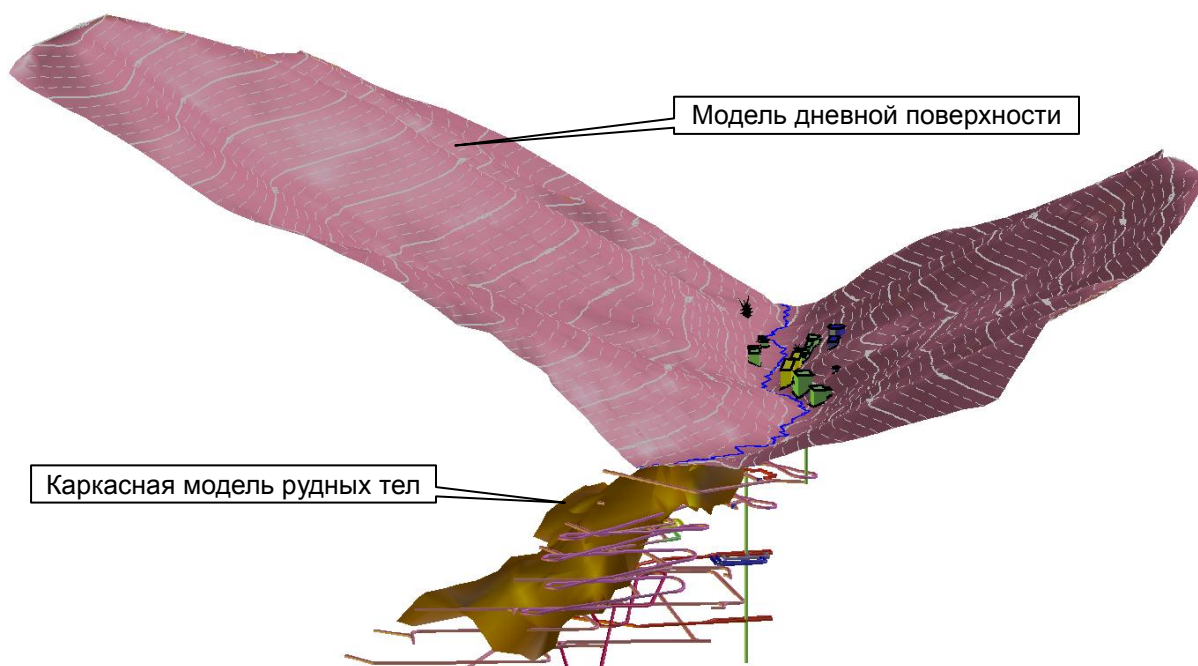


Рисунок 1 – Модель поверхности и каркасная модель рудных тел месторождения «Талды-Булак левобережный»: вид с юга на ущелье вдоль реки Талдыбулак

Совмещённый вид на дневную поверхность и отрабатываемые рудные тела месторождения показан на рисунке 1. Западный склон ущелья, под которым залегают подлежащие отработке рудные тела, имеет крутизну до $30\div 40^\circ$. Восточный склон более пологий с крутизной до $20\div 30^\circ$.

Основным инструментом при построении зоны опасного влияния горных работ являлся разработанный в филиале РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет» макрос на языке программирования SCL (Surpac Command Language), работающий в геоинформационной системе Surpac [1], окно задания параметров которого показано на рисунке 2.

ЗОНА СДВИЖЕНИЯ РУДНОГО ТЕЛА		ZONE SHEAR OF ORE	
Выбор: слой	contur_ore_from_km	Select: layer	contur_ore_from_km
string 5	segment 11	string 5	segment 11
Параметры для построения зоны сдвижения: Уровень верхнего контура, м: 2050_ Угол (1-90), град.ммсс 65.0000		Parameters for building zone shear: Level for top contur, m: 2050_ Angle (1-90), degree.mmss: 65.0000	
Дополнительные параметры: Номер строки нижнего контура: 1 Номер строки верхнего контура: 2 Номер строки ребер конуса: 3 Рабочий слой: layer_work		Additional parameters: String number for bottom contur: 1 String number for top contur: 2 String number for edges konus: 3 Work layer name: layer_work	
(C) Copyright 2001, Проходов В.В., ВНИИцветмет [Применить] [Помощь] [Отмена]		(C) Copyright 2001, Prokhodov V.V., VNIIsvetmet [Apply] [Help] [Cancel]	

Рисунок 2 – Окно задания параметров макроса построения зоны сдвижения

Исходной информацией для построения зоны опасного влияния горных работ были:

- трёхмерная модель дневной поверхности в районе месторождения;
- трёхмерная модель границы скальных пород и рыхлых отложений; в простейшем случае она может быть получена из трёхмерной модели дневной поверхности понижением высотных отметок на среднюю мощность рыхлых отложений;
- погоризонтные контуры рудных тел, полученные из сечений каркасной модели; при достаточно близком расположении рудных тел на горизонте они для упрощения дальнейших построений могут быть объединены в единый обобщающий контур.

Вся исходная информация для построения зоны опасного влияния горных работ была также разработана в геоинформационной системе Surpac.

Процедура построения контура зоны опасного влияния горных работ на границе скальных пород и рыхлых отложений заключается в многократном применении разработанного макроса для контуров рудных тел по всем горизонтам. Для каждого горизонта с использованием макроса строится мульда сдвижения, после чего определяется её пересечение с границей скальных пород и рыхлых отложений. На рисунке 3 показаны мульды сдвижения от влияния горных работ на горизонтах 1422 м и 1614 м и соответствующие им контуры пересечения на границе скальных пород и рыхлых отложений.

Результирующий контур на границе скальных пород и рыхлых отложений получается объединением контуров по всем горизонтам (рисунок 4).

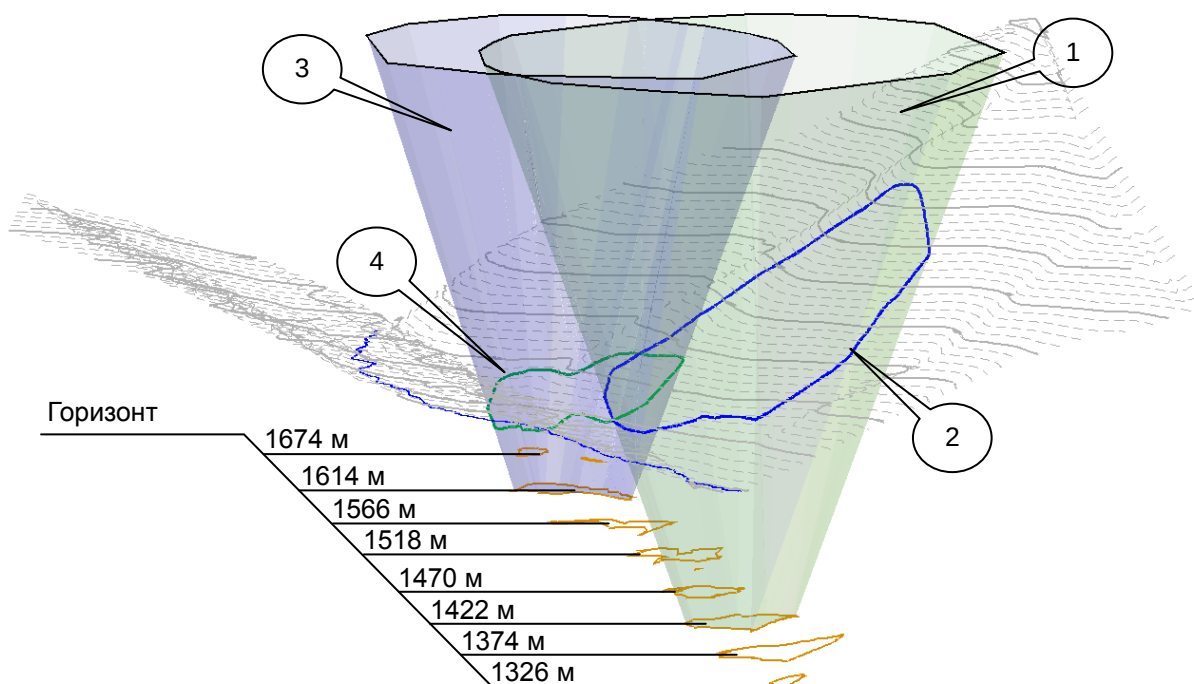


Рисунок 3 – Погоризонтные контуры рудных тел и мульды сдвижения для горизонтов 1422 м и 1614 м (вид с северо-востока на западный склон ущелья):

- 1 – мульда сдвижения от влияния горных работ на гор. 1422 м;**
- 2 – контур пересечения 1 и границы скальных пород и рыхлых отложений;**
- 3 – мульда сдвижения от влияния горных работ на гор. 1614 м;**
- 4 – контур пересечения 3 и границы скальных пород и рыхлых отложений.**

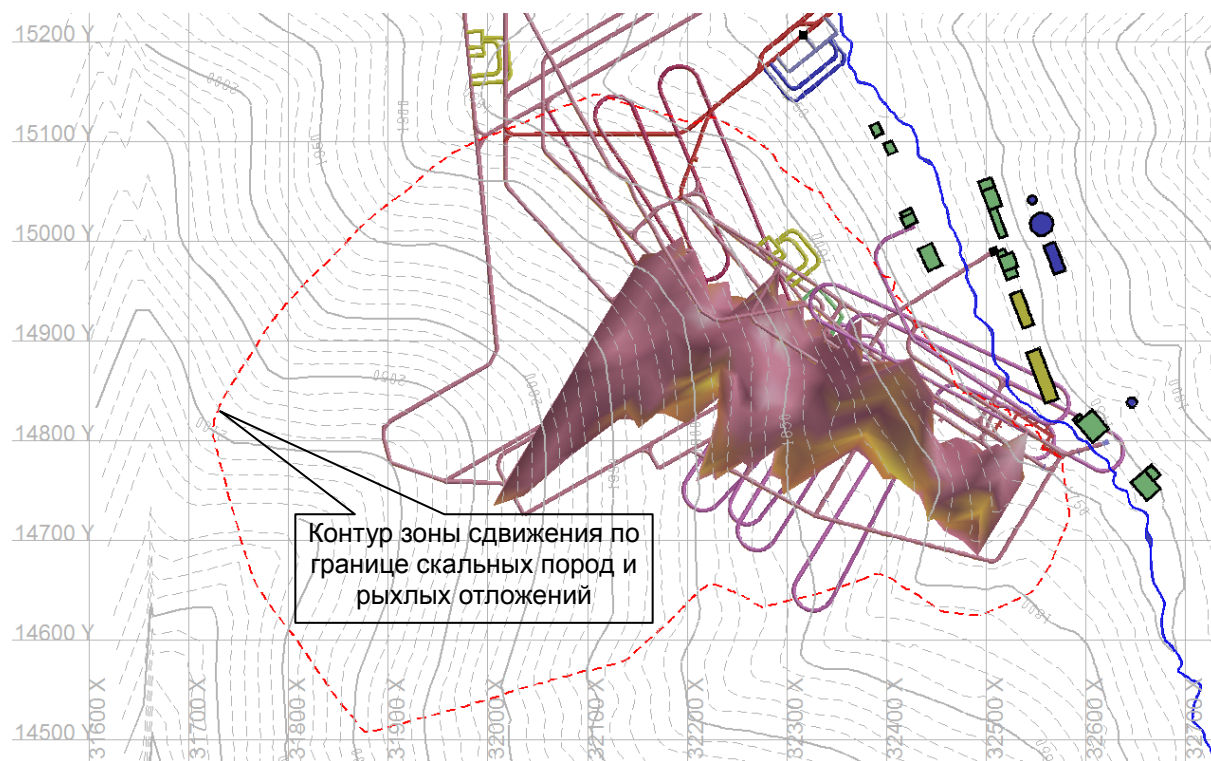


Рисунок 4 – Результирующий контур зоны опасного влияния горных работ на границе скальных пород и рыхлых отложений

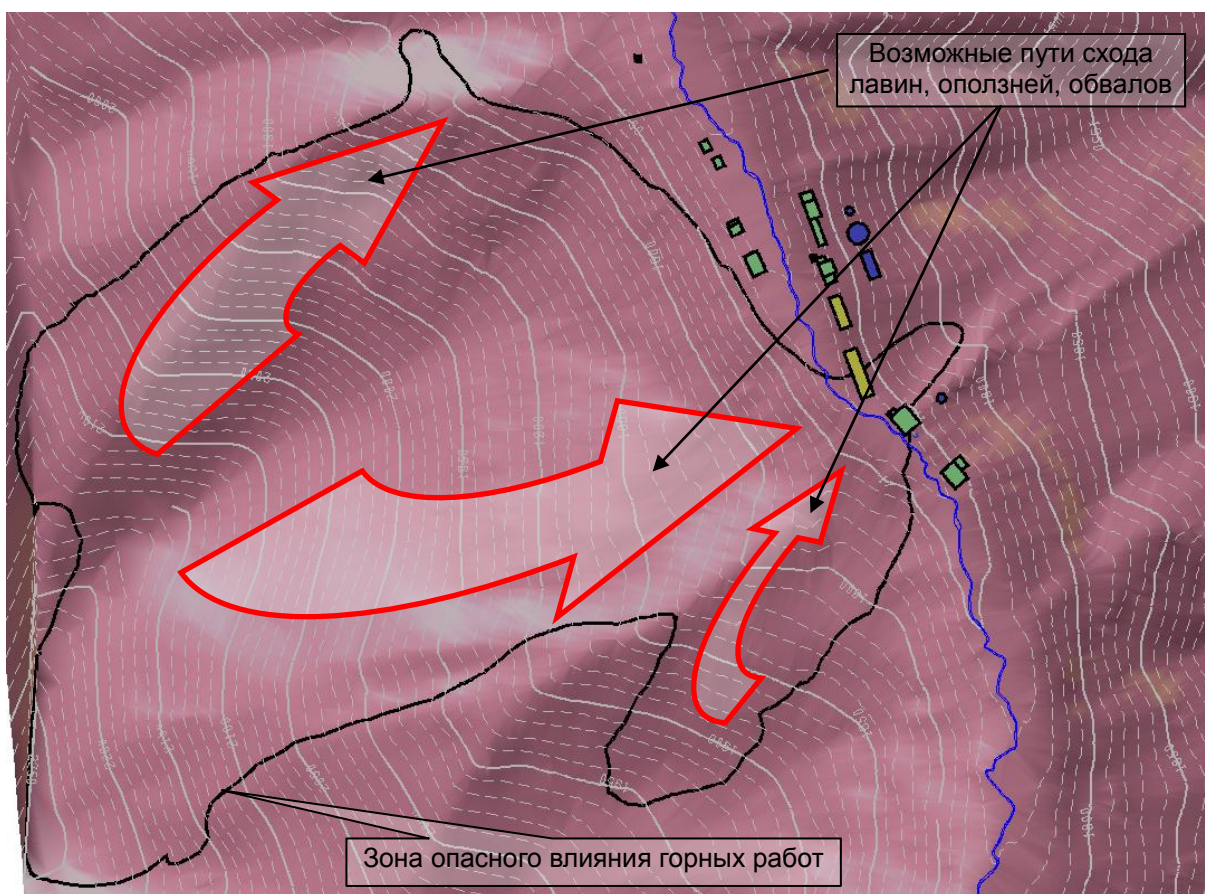


Рисунок 5 – Зона опасного влияния горных работ месторождения «Талды-Булак левобережный»

Окончательная зона опасного влияния горных работ строится с применением того же макроса, для которого в качестве исходных данных выступают заданный угол сдвига по наносам и полученный на предыдущем этапе построений контур зоны опасного влияния горных работ на границе скальных пород и рыхлых отложений. Зона опасного влияния горных работ для месторождения «Талды-Булак левобережный» показана на рисунке 5.

Анализ характера рельефа в зоне опасного влияния горных работ позволяет заранее разработать дополнительные мероприятия для охраны наземных зданий и сооружений.

Предлагаемая методика построения зоны опасного влияния горных работ в горной местности может быть реализована в других современных геоинформационных системах, имеющих встроенные языки программирования макросов и обладающих аппаратами каркасного и поверхностного моделирования.

Источники

- 1 Проходов В.В. Автоматизация построения зоны опасного влияния горных работ для тонкожилых месторождений в системе Surpac // В сб. «Разработка и совершенствование технологий производства цветных металлов с решением проблем охраны окружающей среды». / ВНИИцветмет – Усть-Каменогорск, 2001. – С. 54-58.

Тіреуіш кентіректердің параметрлеріне қазу тереңдігінің әсерін бағалау

Сейдахметова Ж.И., Әбдуғалиева Г.Ю., Мендекинова Д.С.

*(Қ.И. Сәтпаев ат. Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті, Алматы қ.,
Қазақстан)*

Мақалада тіреу кентірегінің параметрлері Турнер-Шевяков гипотезасының кентірек беріктігі шарттарына сәйкес, кен сілемінің құлау бұрышын ескере отырып анықталды. Берілген тау-кен геологиялық жағдайларда камералы-бағаналы қазу жүйесі кентіректердің параметрлерінің жер бетінен әртүрлі тереңдікте өзгеруін бағалау үшін Excell программасында сандық модельдеу жүргізілді.

Түйінді сөздер: кентірек, қазу тереңдігі, параметр, беріктік шарттары.

Қазу тереңдігінің өсуіне байланысты жер асты тау-кен жұмыстарын жүргізу қиындай түседі, тау қысымы жоғарылайды. Осыған байланысты кенорындарын қауіпсіз игеруді қамтамасыз ету мақсатында массив жай-күйін басқару өзекті болып табылады.

Тазарту қазбаларында массивтердің жай-күйін басқару тәсілін таңдауда төбедегі тау жыныстары (тазарту забойы шегінде) мен негізгі массивтің (қазылым және асты қазылған кеңістік шегінде) жағдайларына ерекше көңіл бөлінуі қажет. Мұнда төбе жыныстарының бұзылуға бейімділігі, бұзылу аймақтарының биіктігі, қазылып аршылған беттердің өлшемі мен олардың тұрақтылықты сақтау ұзақтығы (әсіресе, қазылым кеңістігі шебіндегі төбе жыныстарының), табан жыныстарының қасиеттерін (беріктігі, қопсып көтерілуге бейімділігі, қысылуға қарысуы және т.б.), қолданыстағы қазу жүйесі, тіреу түрлері, тазарту забойының жылжу жылдамдығы, олардың арақашықтығы, оларды қазу мерзімдері мен тәртібі, жерасты тау-кен жұмыстарының әсер ету аймағында орналасқан, қазу жұмыстарының әсерінен қорғауды талап ететін жерүстілік нысандардың болуы, забойдың машиналар және механизмдермен қамтамасыз етілуі, олардың өлшемдері және т.б. ескеріледі [2, 3].

Аталған әрбір фактордың маңыздылығы нақты жағдайларға байланысты: берілген жағдайларда қосымша болып саналатын факторлар өзге жағдайларда анықтаушы болып табылуы мүмкін, және керісінше, анықтаушы факторлар қосалқы роль атқаруы мүмкін.

Массивтің жай-күйін басқарудың негізгі әдісіне қазылған кеңістікті табиғи ұстап тұрып қазу жүйесі жатады.

Бұл қазу жүйесінде қазылым кеңістікті ұстап тұру пайдалы қазбалар және жанама жыныстар массивінің аршылған беттерінің табиғи тұрақтылығы негізінде жүзеге асырылады. Қазу жүйесінің бұл тобы, негізінен, тау жыныстарының тұрақты массиві жағдайларында қолданылады.

Массивтің жай-күйін басқару аршылған қазылым кеңістігі мен жабынды қабатты қазылым кеңістігінде ұзақ уақытқа қалдырылатын кентіректермен ұстап тұру арқылы жүзеге асырылады.

Қазылым кеңістікті табиғи ұстап тұру қазу жүйелерінде жыныстардың аршылған көлемін оңтайландыру мақсатында кентіректер, яғни, кен денелері мен жанама жыныстардың игерілмеген учаскелері қалдырылады. Мұнда қазу технологиясына байланысты учаскедегі кентіректер пайдалы қазбалардың негізгі бөлігі қазылып алынған соң не игеріледі, не жерастында қалдырылады. Кентіректерді игеру кезінде тау-кен жұмыстарын ұйымдастыру мен жүргізуден туындайтын қиындықтар кездеседі, кей жағдайларда, арнайы қазу жүйесін қолдануды қажет етеді.

Егер үлкен көлемді кентіректер қалдырылса, бұл орынсыз жоғалымды туғызады, ал егер кентірек көлемі аз болса, онда олар бұзылып, бұл өз кезегінде тау

жыныстарының қоршаған массивінде қысымның таралуына әкеліп соғады. Бір учаскедегі кентіректердің бұзылуы көрші учаскелердегі кентіректердің жаппай бұзылуын туғызуы мүмкін.

Жалпы алғанда, кез-келген кентіректің міндетіне қоршаған тау жыныстары массивінде шектен артық деформацияның дамуына жол бермеу және бұзылу аймағының үлкеюін алдын алу жатады. Қорғау нысанының түріне және қызмет ету мерзіміне байланысты кентіректер бірнеше түрге бөлінетіні белгілі.

Жербеті кешендерінің ғимараттарын жерасты тау-кен жұмыстарының зиянды ықпалынан қорғауға арналған кентіректер қорғаушы деп аталады, олардың қызмет ету мерзімі бірнеше онжылдықты құрайды, көбінесе тау-кен кәсіпорнының қызмет мерзімімен тең келеді.

Негізгі аршу қазбаларын (оқпан, штольня, штрек немесе квершлаг) қорғау үшін қорғау кентіректері (оқпан албарылық, штольня маңылық және т.б.) қалдырылады және олардың қызмет ету мерзімі бірнеше онжылдықты құрайды.

Тазарту кеңістігін, дайындау қазбаларын ұстап тұру үшін, сондай-ақ, көрші учаскелерге тазарту жұмыстарының ықпалын болдырмау үшін тіреу кентіректері қалдырылады. Бұл кентіректердің көп тараған түрі, олардың қызмет мерзімі бірнеше жылды құрайды, яғни жеке учаске, блок немесе камераны игеру мерзімімен өлшенеді.

Қорғау кентіректерімен салыстырғанда тіреу кентіректері тіреуші конструкциялар болып саналады, олар асты қазылған массивтің немесе оның бөлігін, егер төбедегі тау жыныстарының аршылуы оның шекті мәнінен асқан жағдайында, опырылып бұзылудан қорғау үшін қалдырылады.

Кентіректің көденең конфинурациясы олардың жұмыс істеу жағдайымен анықталады. Мысалы, таспа кентіректері жазық деформациялану жағдайында жұмыс істейді, ал баған кентіректері – бірості қысылу жағдайында. Бұл ерекшеліктер кентіректердің тұрақты өлшемдерін анықтау барысында ескерілуі қажет.

Кентіректердің жұмыс істеу жағдайлары көптеген факторлармен анықталады, олардың негізгілеріне мыналар жатады:

- қазу тереңдігі;
- игерілетін кеннің қалыңдығы мен құлау бұрышы;
- қоршаған жыныстар мен жоғарыдағы массив қабатының қысымды-деформацияланған жағдайы;
- қазылған кеңістіктің жалпы өлшемдері мен конфигурациясы;
- кентіректердің өлшемдері мен формалары;
- кентірек жыныстарының деформациялық-беріктік сипаттамалары;
- кентірек жыныстарының жанама массивпен байланысының сипаты;
- қосымша динамикалық әсерлердің болуы және т.б.

Алғашқы аталған бес фактор кентіректерге әсер ететін күштің шамасын анықтайды, ал келесі екеуі осы күшке кентіректердің реакциясын (қарысуын) анықтайды. Кентіректің оңтайлы параметрін анықтау олардың қажетті тұрақтылығын және пайдалы қазбаларды өндірудің тиімділігін, кеннің минимал жоғалымын қамтамасыз етеді.

Асты қазылған кеңістікті кентіректермен ұстап тұрудың негізгі есептеу параметрлеріне тазарту камерасының құлау қашықтығы, кентіректерді орналастыру торы, кентірек өлшемдері (ені немесе диаметрі) жатады. Бұл параметрлер төмендегі шарттарды қамтамасыз ету тиіс:

- қазу жүйесінің барлық элементтерінің – тазарту камералары, кентіректер – тұрақтылығы;
- ашық қазылым кеңістігінде тау-кен жұмыстарының қауіпсіздігі;
- жоғарыөнімділікті өздігінен жүретін жеткізу жабдығын қолдану жағдайлары;
- кеннің минимал жоғалымы және құнарсыздануы.

Асты қазылған кеңістікті табиғи ұстап тұрып қазу жүйесіне камералы-бағаналы қазу жүйесі жатады.

Камералы-бағанды қазу жүйесінің мәні панельдік әдіспен дайындалған кен сілемін, араларына әртүрлі формадағы (шеңбер, текше, тікбұрыштар және т.б) таспа және баған кентіректері жүйелі түрде қалдырылатын, камерамен игеру болып табылады [1].

Камералы-бағанды қазу жүйесінің қолданғанда кентіректер алынбайды. Кентіректе кеннің минимал жоғалымын қамтамасыздандыру үшін камера ені максимал болуы керек, себебі камералардың тұрақты аралығын қажетті мәннен азайту жерасты пайдалы қазбалар жоғалымын 30-40%-ға көбеюіне әкеліп соғады.

Көлденең және көлбеу кенорындарын игеруде қазба төбесін ұстап тұратын негізгі элемент - кентіректер. Олар панельді және тіреу кентіректері болады.

Панельді кентіректер штректерді сақтап, жабынды тау жыныстарын ұстап тұру үшін панель шекарасында қалдырылады. Тіреу кентіректер қазылым кеңістіктің төбесін ұстап тұру міндетін атқарады және олар панельді кентіректердің арасына қалдырылады.

Қазіргі уақытта пайдалы қазбаларды игеру үлкен тереңдіктерде жүргізілумен сипатталады. Сондықтан, қазу тереңдігінің өсуіне байланысты тіреу кентіректер параметрінің қажетті мәнін ескеру кенорнын тиімді әрі қауіпсіз игеруге мүмкіндік береді.

Тіреу кентірегін параметрлері Турнер - Л.Д. Шевяков гипотезасының кентірек беріктігі шарттарына сәйкес, кен сілемінің құлау бұрышын ескере отырып, анықталады [2, 4, 5]:

$$\frac{s}{S} = \frac{0.001n \cdot \gamma \cdot H \cdot k_a \cdot k_H}{\sigma_{сж} \cdot \kappa_{\phi}}, \quad (1)$$

мұндағы:

n – кентіректің беріктік қор коэффициенті (2-3 тең – егер камера ұзақ уақытқа сақталса және 3-5 тең – егер камераны тазарту кезінде ғана сақтау қажет болса);

γ – төбе жыныстарының тығыздығы, кН/м³;

H – тау-кен жұмыстарының тереңдігі, м;

k_H – жату тереңдігі H мен панель ені B арақатынасын ескеретін коэффициент: $B/H > 1,0$ болса $k_H = 1$; $B/H = 0,8-1,0$ болса $k_H = 0,7$; $B/H < 0,8$ болса $k_H = 0,5-0,6$;

k_a – кен сілемінің құлау бұрышын α ескеретін коэффициент,

$k_a = \cos^2 \alpha + \mu \sin^2 \alpha$,

μ – керме жыныстың коэффициенті, $\mu = 0,2-0,4$ орташа тереңдіктегі бекем жыныстар үшін;

$\sigma_{сж}$ – жыныстардың бүйірлік созылу коэффициенті, МПа, $\sigma_{сж} = 10f$;

κ_{ϕ} – биіктігі h мен енінің арақатынасын ескеретін кентірек формасының коэффициенті:

$$\kappa_{\phi} = \sqrt{\frac{d}{h}} \quad d < h \text{ болғанда;}$$

$$\kappa_{\phi} = \frac{d}{h} \quad d > h \text{ болғанда;}$$

мұндағы:

s – кентіректің көлденең қимасының ауданы, м²;

S – бір кентірекпен ұсталатын төбенің ауданы, м².

Кентірек формасы текше болғанда, $\frac{s}{S} = \frac{1}{4}$ қатынасы болады. Осыдан шығатыны:

$$\frac{1}{4} = \frac{0.001n \cdot \gamma \cdot H \cdot k_a \cdot k_H}{\sigma_{сж} \cdot \kappa_{\phi}} \text{ немесе } \kappa_{\phi} = \frac{0.004n \cdot \gamma \cdot H \cdot k_a \cdot k_H}{\sigma_{сж}}.$$

Осы коэффициентті ескере отырып, таспа кентіректің енін анықтау формуласы:

$$d_{лен} = \frac{A_{доп} \cdot n \cdot \gamma \cdot H \cdot \kappa_n \cdot \kappa_{\alpha}}{1000\kappa_{\phi} \cdot \sigma_{сж} - n \cdot \gamma \cdot H \cdot \kappa_n \cdot \kappa_{\alpha}}, \text{ м} \quad (2)$$

Дөгелек және текше кентіректердің параметрлері анықталады:

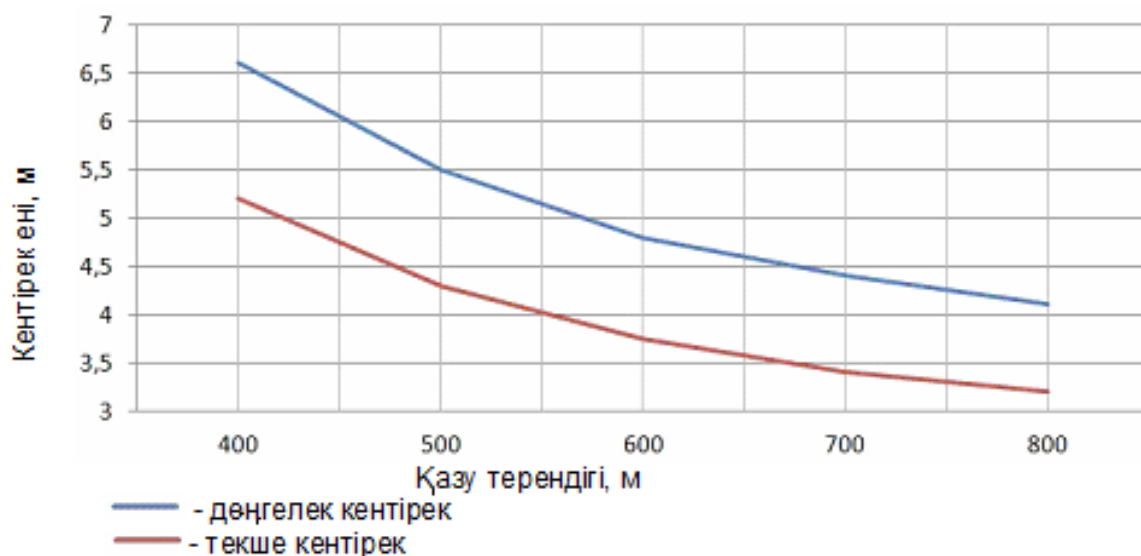
$$d_{кр} = \frac{A_{доп} \cdot C}{(0,89 - C)}, \text{ м} \quad (3)$$

$$d_{кв} = \frac{A_{доп} \cdot C}{(1 - C)}, \text{ м} \quad (4)$$

$$\text{мұнда } C = \sqrt{\frac{n \cdot \gamma \cdot H \cdot \kappa_n \cdot \kappa_{\alpha}}{1000\sigma_{сж} \cdot \kappa_{\phi}}}.$$

Берілген тау-кен геологиялық жағдайлар үшін Турнер-Шевяков әдістемесі бойынша камералы-бағанды қазу жүйесінде Excell программасында жер бетінен әртүрлі тереңдікте кентіректердің параметрлерінің өзгеруіне сандық модельдеу жүргізілді.

Алынған есептеу нәтижелері негізінде формасы әр түрлі кентіректердің ені мен диаметрінің қазу тереңдігіне байланысты өзгеруін көрсететін графиктер суретте келтірілген.



1 сурет – Кентірек параметрінің қазу тереңдігіне байланысты өзгеру графигі

Суретте көрсетілгендей, есептеу нәтижелері бойынша салынған графиктер берілген тау-кен геологиялық жағдайларда жерасты тау-кен жұмыстарын жүргізу тереңдігі өскен сайын текше кентіректің ені мен дөңгелек кентіректің диаметрінің азаятынын көрсетеді.

Модельдеу негізінде алынған нәтижелер камералы-бағанды қазу жүйесіндегі кентірек параметрлерін әр түрлі қазу тереңдігінде сандық бағалауға мүмкіндік береді.

Әдебиеттер

- 1 Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы: Республиканский издательский кабинет, 1997.
- 2 Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Самойлов В.Л., Петренко Ю.А. Управление состоянием массива горных пород. – Донецк: ВИК, 2010. – 193 с.
- 3 Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1995. – 395 с.
- 4 Проскуряков Н.М. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1991. – 368 с.
- 5 Галаев Н.З. Управление состоянием массива горных пород. – М.: Недра, 1990. – 177 с.
- 6 Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980 – 360 с.

Освоение эпитермальных золото-серебряных месторождений вулканоплутонических поясов – признанное в мире прорывное направление в создании надежной сырьевой базы золота

*Сейтмуратова Э.Ю., Сайдашева Ф.Ф., Баратов Р.Т., Даутбеков Д.О.,
Токииылыкова Ж., Ситжанов Ш.*

(Институт геологических наук им. К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан)

В статье характеризуется эпитермальное Au-Ag оруденение вулканоплутонических поясов (ВПП). Оно становится вновь приоритетным в Мире среди месторождений золота, в связи с открытием в последние 30-35 лет многочисленных крупных месторождений (100-500 т) с невысокими содержаниями (2,5-1,0-0,4 г/т), рентабельно отрабатываемые благодаря открытой добычи и использованию новых технологий извлечения убогих руд. К сожалению, данное направление в Республике не развивается, не смотря на то, что в Казахстане выделяются и хорошо изучены ВПП разного типа во многих случаях золотоносные.

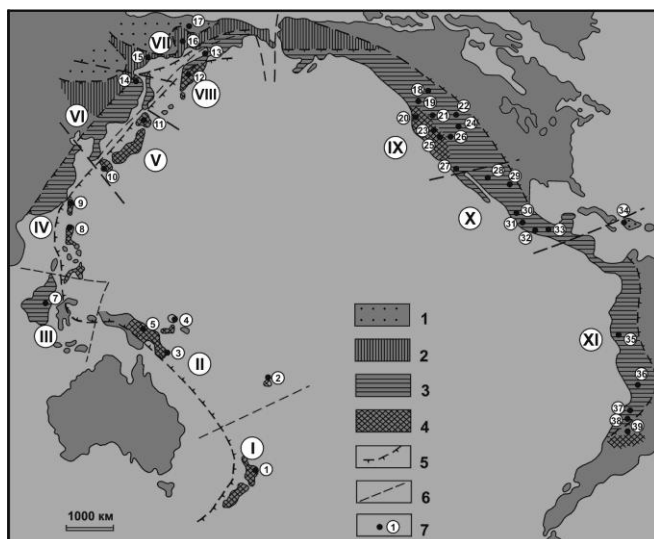
Ключевые слова: эпитермальные золото-серебряные месторождения, закономерности размещения, вулканоплутонические пояса.

Согласно огромному потоку публикаций по металлогении золота последних 30-35 лет всё большее и большее внимание золотопромышленников Мира привлекают к себе золото-серебряные и золоторудные месторождения эпитермального типа вулканоплутонических поясов (ВПП) [1, 5-8, 13-14]. Отмеченный интерес к этому геологопромышленному типу (ГПТ) золоторудных месторождений обусловлен рядом причин. Во-первых, отработка месторождений этого типа осуществляется открытым способом, с привлечением высокоэффективных современных методов переработки руд – кучного выщелачивания и др. Во-вторых, привлекательность этих месторождений определяется легкой обогатимостью руд, а также попутным извлечением Ag, Bi, Hg, Te и других полезных компонентов. В-третьих, что самое главное для данной группы золоторудных месторождений, среди огромного количества мелких и средних проявлений встречаются крупные объекты – Комшток, США – 266 т, Уайхи, Новая Зеландия – 230 т, Пуэбло-Вьехо*, Доминиканская Республика – 500 т и другие [6].

Учитывая, что месторождения рассматриваемого ГПТ известны ещё со времён Линдгрена В. (1932), в настоящее время они хорошо изучены [6, 8, 15]. Многие из них на Американских континентах уже отрабатаны, но открытие многочисленных крупных и суперкрупных месторождений в последние 25-30 лет в вулканогенно-плутонических поясах (ВПП) Тихоокеанского огненного кольца (рисунок 1) [6, 7, 13, 14] и направления резко возросшие технологии по извлечению золота низких содержаний обусловили новую волну интереса золотопромышленников к данному типу [1, 7].

Эту ситуацию В.А. Нарсеев и В.М. Шашкин в своей статье «Стратегические направления в развитии добычи благородных металлов (проблема крупнообъемных месторождений)» [7] объясняют прежде всего развитием биотехнологических методов извлечения золота (кучное и чановое выщелачивание, биовскрытие «упорного» золота, предообогащение руд, инновационные методы вскрытия сверхтонких проявлений золота, использование дробильной техники и обогатительных аппаратов большой единичной мощности, эффективная реагентика и др.).

Новое направление золотодобычи – крупнообъемные месторождения убогих концентраций – очень быстро набирает силу. По данным Горного бюро США, число месторождений с содержанием золота менее 1 г/т на 01.01.07 г. составляло: Бразилия - 2 объекта, 236 т, $c = 0,43$ г/т; Индонезия - 2 объекта, более 3000 т, $c = 0,84$ г/т; Чили - 2 объекта, 1758 т, $c = 0,7$ г/т; США - 7 объектов, 557 т, $c = 0,44$ г/т. К ним близки месторождения Аргентины - 1 объект, 346 т, $c = 1,09$ г/т; Перу - 5 объектов, 1400 т, $c = 1,11$ г/т. По состоянию на 01.01.2012 г. число таких объектов удвоилось» [7].



1 - позднеюрское-раннемеловое оруденение; 2 - позднемеловое оруденение; 3 - палеоген-неогеновое оруденение; 4 - неоген-четвертичное оруденение; 5 - границы разновозрастных металлогенических областей (бергштрихи в сторону уменьшения возраста); 6 - границы сегментов Тихоокеанского пояса: I - Новозеландский, II - Папуа-Новогвинейский, III - Индонезийский, IV - Филиппинский; V - Японский, VI - Сихотэ-Алиньский, VII - Охотско-Чукотский, VIII - Курило-Камчатский, IX - Северо-Американский, X - Мексиканский, XI - Южно-Американский; 7 - отдельные месторождения (в скобках усредненный возраст оруденения, млн лет): 1 - Уайхи (4,0), 2 - Тавуа (4,0), 3 - Мизима (10), 4 - Ладолам (0,3), 5 - Поргера (6,0), 6 - ГунунгПонгкор (20,0), 7 - Келиан (20,0), 8 - Акупан (1,5), 9 - Чинкуаши (1,0), 10 - Хишикари, Куикино (1,0), 11 - Кономаи (10), 12 - Агинское (8), 13 - Амелистовое (40),

14 - Многовершинное (65), 15 - Хаканджа (71), 16 - Дукат (80), 17 - Кубака (160), 18 - Мак-Дональд (35), 19 - Слипел (23), 20 - Мак-Лафлин (2), 21 - Раунд-Маунтин (25), 22 - Крипл-Крик (28), 23 - Комшток (13), 24 - Теллурид-Силвертон (22), 25 - Тонопа (20), 26 - Голдфилд (20), 27 - Мескит (25), 28 - Окампо, 29 - Парраль (30), 30 - Закатекас, 31 - Гуанахуато (32), 32 - Эль-Оро, 33 - Пачука (25), 34 - Пуэбло-Вьехо (130), 35 - Янакоча (15), 36 - Кори-Колло (20), 37 - Ла-Койпа, 38 - Невада, 39 - Эль-Индио (10)

Рисунок 1 – Размещение крупных золото-серебряных месторождений в вулcano-плутонических поясах Тихоокеанского рудного пояса [6]

Все многочисленные публикации однозначно свидетельствуют о том, что наиболее благоприятными крупными структурами локализации эпитеpмального Au-Ag оруденения являются вулcano-плутонические пояса (ВПП) разного типа (рисунок 1) [6, 8, 15].

Также к неоспоримым закономерностям проявления эпитеpмальных Au-Ag и Au-рудных месторождений данного ГПТ относятся тесная связь их с вулcano-плутоническими ассоциациями ВПП и неременная пространственная приуроченность к вулканическим структурам разного типа, часто овальной или кольцевой формы.

В отношении приуроченности Au-Ag проявлений к магматическим образованиям определенного состава данные весьма противоречивы. Так со времён Линдгрена В. (1932) считалось, что золоторудные проявления обнаруживают связь с вулканиками главным образом среднего состава [5]. Анализ связи Au-Ag месторождений с геологическими формациями в ВПП Охотско-Чукотского региона показал космополитность золотого оруденения относительно состава рудовмещающих вулкаников. Au-Ag проявления приурочены к вулканическим формациям как среднего, так и кислого, и смешанного составов [13].

Отмеченные главные закономерности проявления Au-Ag эпитеpмальных месторождений Мира имеют место и в Казахстане, на территории которого на современном эрозионном срезе картируются обширные ареалы распространения вулcano-плутонических ассоциаций пород, типизируемые с островодужными, окраинно-континентальными и внутриконтинентальными ВПП [9-12]. В последних устанавливаются многочисленные проявления эпитеpмального Au-Ag оруденения [2-3, 10-11], которые в большинстве своём не изучены и, соответственно, не оценены. Наибольшим образом проблема золотоносности решена лишь для позднепалеозойских ВПП Жонгаро-Балхашской складчатой системы (ЖБСС) усилиями сотрудников Института геологических наук им. К.И. Сатпаева [10-12]. Ими для ЖБСС однозначно установлено, что большую часть её территории составляют континентальные вулcano-плутонические пояса (ВПП) – окраинно-континентальный каменноугольный Тасты-

Кусак-Котырасан-Алтынэмельский и внутриконтинентальный каменноугольно-пермский Балхаш-Илийский.

Ведущими структурами в выделенных авторами позднепалеозойских ВПП ЖБСС, подобно мировым, являются кольцевые магматогенные структуры, дешифрируемые и картируемые в них сотнями. Лишь в северном сегменте ЖБСО (листы М-43-В, М-43-Г, L-43-А и L-43-Б) их откартировано 138 и в 2/3 из них устанавливается эпитермальное золото-серебряное оруденение [9, 10], что также согласуется с общемировой практикой поисков месторождений данного типа. Кроме того, на большей части современных геологических карт (ГДП-200 и ГДП-50, специализированных тематических) в магматогенных структурах выделены все фациальные разновидности вулканитов, из которых наиболее благоприятной для рудолокализации является жерловая [1-3, 5, 8, 11]. В ВПП ЖБСС обнаруживаются все региональные и даже локальные (метасоматические, геохимические, формационные, геофизические, литологические) факторы рудоносности, характерные для крупных известных мировых эпитермальных Au-Ag месторождений.

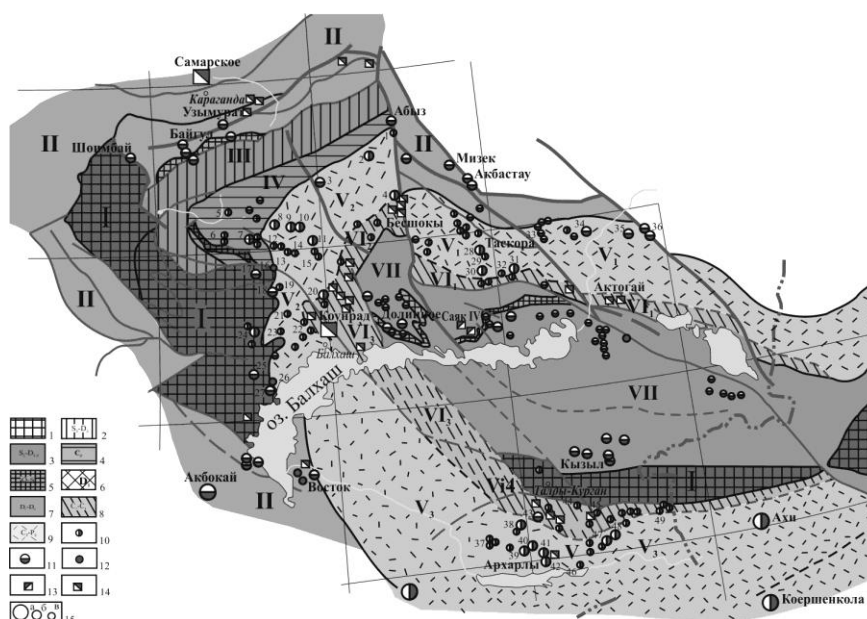
Несмотря на все сказанное, свидетельствующее с позиции геологических факторов рудоносности о больших перспективах эпитермального Au-Ag оруденения в ЖБСС, а также наличие многочисленных выявленных при проведении поисково-съемочных работ масштаба 1:50000 мелких и средних месторождений – Наурызбай (Шкелев), Кудер (Зейлик), Таскора (Диаров), Архарлы (Майрин), Айлы (Неб), Слушокы (Скублов) и т.д. [2-4], – к золотоносности ВПП Казахстана многие специалисты все еще относятся весьма прохладно. Тем не менее, авторы глубоко убеждены в том, что Жонгаро-Балхашский регион может стать одной из ведущих Au-Ag провинций РК.

Это мнение, помимо общегеологических предпосылок, существенно обосновывает ещё и составленная в 90-е годы Э.Ю. Сейтмуратовой и П.К. Жуковым на базе регистрационной карты золоторудных проявлений юга Центрального Казахстана (Б.С. Зейлик, В.А. Ефименко) [4], «Карта золото-сереброносности ЖБСО» масштаба 1:500000, охватывающая территорию 55 планшетов масштаба 1:200000 [9]. На карте показано более 2000 объектов различной формационной принадлежности. Из отмеченных на карте проявлений 684 точки минерализации характеризуются содержанием Au от 0,01 до 0,1 г/т; 773 точки – 0,5-1,0 г/т; 577 точек – 1,0-5,0 г/т и 90 точек более 5,0 г/т.

Важным также фактом в пользу утверждения больших перспектив золото-сереброносности позднепалеозойских ВПП ЖБСС является открытие на их продолжении на территории Китая двух крупных золоторудных месторождений Ахи (более 50 т) и Коенршенкола (около 170 т) (рисунок 2) [10].

Для обоснования утверждений авторов о высоких перспективах рассматриваемого оруденения немаловажным представляются и многочисленные по геологическим критериям аналогии казахстанских мелких эпитермальных Au-Ag месторождений с крупными общеизвестными в Море объектами данной формационной группы: Тавуа Поло, остров Фиджи - Сымбыл, Южно-Токрауская СФЗ; Уайхи, Новая Зеландия – Кудер, Западно-Токрауская СФЗ; Багио, Филиппины – Архарлы, Сарыозекская СФЗ; Калгурли, Западная Австралия - Таскора, Котанэмель – Калмакэмельская СФЗ и т.д. [9].

Большие перспективы для обнаружения новых Au-Ag эпитермальных месторождений авторы связывают также с доизучением медно-порфировых и полиметаллических проявлений, по примеру полиметаллического месторождения Жосабай, пункта минерализации меди – Мыстобе, полиметаллического проявления Акжартас и других, которые в процессе дополнительного опробования были оценены как месторождения золота, рентабельно отработанные в дальнейшем старателями.



1 - блоки докембрийского кристаллического фундамента Жонгаро-Балхашской складчатой системы; 2 - Центрально-Казахстанский - (фронтальная зона) окраинно-континентального девонского вулканоплутонического пояса (ВПП); 3 - Атасу-Нуринская структурно-формационная зона (СФЗ) – северо-западная периферия Жонгаро-Балхашского окраинного палеобассейна; 4 - Успенская СФЗ – континентальный рифт фамен-каменноугольного возраста; 5 - Жонгаро-Балхашский окраинный палеобассейн длительного развития ($O_{1-2}-C_2$); 6 - Спасская рифтогенная зона; 7 - Центрально-Казахстанский окраинно-континентальный девонский ВПП; 8 - Тасты-Кусак-Котыр-Алтын-Эмельский окраинно-континентальный (краевой) каменноугольный ВПП; 9 - Балхаш-Илийский внутриконтинентальный каменноугольно-пермский ВПП; 10-14 - рудопроявления: 10 - золоторудные; 11 - золото-серебряные; 12 - золото-полиметаллические; 13 - золото-меденосные; 14 - медно-порфировые с золотом; 15: а) месторождения крупные и средние, б) мелкие месторождения; в) рудопроявления

Рисунок 2 – Схема расположения золоторудного оруденения в девонском и позднепалеозойских континентальных вулcano-плутонических поясах Казахстана [10]

Все сказанное, как нам представляется, характеризует ВПП ЖБСС весьма благоприятными для выявления крупных эпитермальных Au–Ag месторождений, которые, тем не менее, пока не обнаружены, в связи с почти полным отсутствием поисковых работ для их выявления. Также одной из основных причин отсутствия все еще крупных эпитермальных Au–Ag месторождений в ЖБСС, по мнению авторов, возможно, является принципиально неверная методика их поисков. Неверность этой методики определяется, прежде всего тем, что при проведении поисков подобных объектов не учитывается такая важнейшая закономерность их проявления, как совмещение в одном и том же рудном районе и даже поле, единичных крупных месторождений с многочисленными рудными объектами небольшого масштаба.

Характерными примерами подобного распределения золоторудных объектов являются рудные поля месторождений Тавуа Поло - более 120 т (остров Фиджи); Силвертон – Теллурид – 245 т (США); провинция Киватин (Канада) и другие. Первые два крупных месторождения находятся в единых структурах кальдерного типа с многочисленными непромышленными проявлениями: в первом случае – с 21 объектом, во втором - с 37 [10].

Следовательно, при поисках эпitherмальных месторождений в ВПП нельзя ограничиваться выявлением лишь одного-двух проявлений, находящихся в пределах перспективной рудоносной структуры, а необходимо оценивать потенциальную рудоносность всей площади, выделяющихся в ЖБСС сотнями. В настоящее же время в регионе оценка золотоносности всей перспективной площади была осуществлена лишь в пределах Каргалинской вулкано-тектонической структуры (ВТС), в которой было проведено площадное литохимическое опробование по коренным (Г.Т. Скублов, 1965-

1968 гг.), позволившее выявить сразу 3 мелких золото-серебряных месторождения – Слушокы, Айлы и Жосабай и большое количество точек минерализации золота и серебра, требующих доизучения [9].

Говоря о золото-сереброносности ВПП ЖБСС, в частности, обязательно следует иметь в виду возможность обнаружения среди многочисленных мелких вулканогенных эпitherмальных месторождений крупно-объемных Au-Ag и Au-рудных объектов [1, 7, 12].

Понятие «крупно-объемное месторождение» ранее использовалось в основном в отношении осадочных, метаморфогенных и плутогенных рудных объектов железа, меди, молибдена, урана. В последние 20-25 лет вслед за ними стали переоцениваться и Au-Ag месторождения вулканогенного класса [1]. Для последних весьма характерно распространение полезных компонентов не только в жилах, но и в низких содержаниях в околорудных метасоматитах в виде прожилково-вкрапленного и вкрапленного оруденения, учитьвание которого при оценке Au-Ag месторождений существенного повышает их запасы. Отмеченная переоценка и появление новых технологий извлечения золота из руд с убогими его содержаниями (кучное и чановое выщелачивание и др.) позволяет переводить в экономически рентабельные, в первую очередь, эпitherмальные вулканогенные объекты различного масштаба, в числе которых оказались крупные и очень крупные месторождения мирового класса: Мак-Дональд (160 т, 0,9 г/т), Голд-Кворри (450 т., 1,5 г/т), Раунд-Маунтин (300 т, 0,9 г/т), США; золото-кварц-алунитовые Пуэбло-Вьехо (500 т., 2,5 г/т) Доминиканская Республика; Чинкуаши (92 т., 1,5 г/т), Тайвань, Янакоча (525 т., 1,4 г/т), Перу [6, 12].

Наиболее ярким примером подобных объектов является месторождение Раунд-Маунтин (США) (рисунок 3) [6, 10]. При среднем содержании золота в рудах 0,9 г/т оно давно весьма успешно отрабатывается открытым способом с извлечением его кучным выщелачиванием. Годовая производительность рудника около 12 млн. т руды, суммарные запасы золота около 300 т [1, 6].

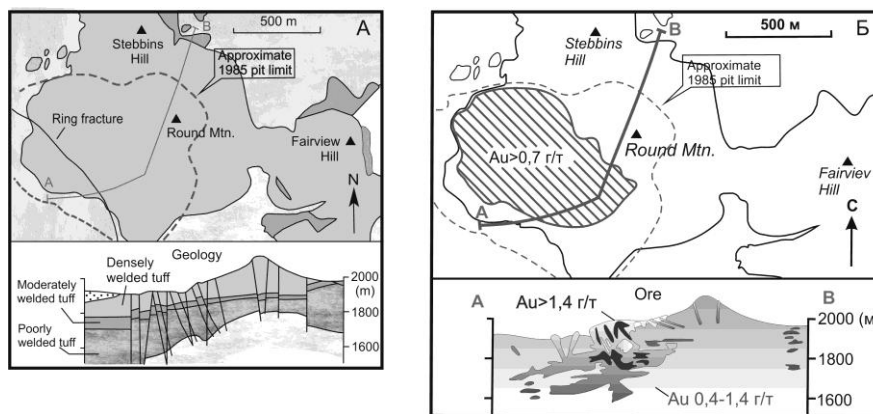


Рисунок 3 – Геологическая карта и разрез площади месторождения Раунд-Маунтин (А), схема распределения содержания золота в поперечном сечении месторождения Раунд-Маунтин (Б) [10]

Все сказанное, по мнению авторов, весьма объективно обосновывает необходимость широкой постановки поисково-оценочных работ в ЖБСС для выявления промышленно значимых объектов разного ранга, а также крупно-объемных эпitherмальных Au-Ag месторождений [9-10], относящихся к классу легкоосваиваемых, что является важным фактором для золотопромышленников.

Для обнаружения подобных объектов в ВПП Казахстана имеются все предпосылки, поэтому-то авторы на протяжении 15-20 лет пытаются привлечь внимание золотопромышленников к этому, несомненно, прорывному направлению

поисков золоторудных месторождений для укрепления сырьевой базы золота в Казахстане.

Источники

- 1 Гончаров В.И., Буряк В.А., Горячев Н.А. Крупнообъемные месторождения золота и серебра вулканогенных поясов // Докл. РАН. – Т. 387, 2002, № 5. – С. 149-165.
- 2 Диаров А.Б. О проявлении новой золото-рудной формации Центрального Казахстана // Изв. АН КазССР. Сер.геол. – 1966, № 6.
- 3 Зейлик Б.С. Золотооруденение в герцинидах Центрального Казахстана // Вест. АН КазССР. – 1968, № 2. – С. 33-40.
- 4 Зейлик Б.С., Ефименко В.А. Ускоренные поиски золота в Центральном Казахстане // Разведка и охрана недр. – 1974, № 4. – С. 50-52.
- 5 Коготкова Е.А., Седельников Г.В., Волярович Г.П. Роль мелких месторождений в золотодобывающей промышленности несоциалистических стран / Экон. минер. сырья и геол.-разв. работ. Обзор. – М., 1988. – 52 с.
- 6 Константинов М.М. Золотое и серебряное оруденение вулканогенных поясов Мира. – М., 1984. – 165 с.
- 7 Нарсеев В.А., Шашкин В.М. Стратегическое направление развития добычи благородных металлов (проблема крупно-объемных месторождений) // Геология и охрана недр. – 2012, № 1 (42). – С. 2-5
- 8 Некрасов Е.М. Перспективные типы зарубежных эпитермальных месторождений золота / Геол. методы поисков, разведки и оценки месторождений металлических полезных ископаемых. Обзор. – М., 1991. – 48 с.
- 9 Рафаилович М.С. Золото недр Казахстана: геология, металлогения, прогнозно-поисковые модели. – Алматы, 2009. – 304 с.
- 10 Сейтмуратова Э.Ю. Золотоносность позднепалеозойских вулcano-плутонических поясов Джунгаро-Балхашской провинции (проблемы ее изучения и освоения) // Геология и разведка недр Казахстана. – 1998, № 2. – С. 13-24.
- 11 Сейтмуратова Э.Ю., Ляпичев Г.Ф., Жуков П.К., Гоганова Л.А. и др. Основные результаты геологического доизучения масштаба 1:200000 (ГДП-200) Акчатау-Коунрадского рудного района // Вестник НАН. Сер.геол. – 2003, № 1. – С. 21-31.
- 12 Сейтмуратова Э.Ю., Рафаилович М.С., Диаров А.Б., Сайдашева Ф.Ф. К постановке поисков крупнообъемных вулканогенных золото-серебряных месторождений в Казахстане // Геология и охрана недр. – 2004, № 4. – С. 17-27.
- 13 Стружков С.Ф., Константинов М.М. Металлогения золота и серебра Охотско-Чукотского вулканогенного пояса. – М., 2005. – 320 с.
- 14 Стружков С.Ф., Аристов В.В., Данильченко В.А. и др. Открытия месторождений золота в Тихоокеанском рудном поле – опыт и прогноз // МРР. – 2008, №3.
- 15 Шер С.Д. Металлогения золота (Северная Америка, Австралия и Океания). – М.: Недра, 1972. – 296 с. Металлогения золота (Евразия, Африка, Южная Америка). – М.: Недра, 1974. – 256 с.

К вопросу охлаждения нагретого горного массива

Ходжаев Р.Р., Габайдуллин Р.И., Асаинов С.Т.

(Научно-инженерный центр «ГеоМарк», г. Караганда, Казахстан)

В статье рассматривается вопрос создания низкотемпературной водно-воздушной мелкодисперсной среды для охлаждения нагретого массива пород вокруг горных выработок с использованием туманообразующих форсунок.

Ключевые слова: туманообразующая форсунка, мелкодисперсная воздушно-водяная смесь, охлаждение массива.

На рудниках, разрабатывающих залежи сульфидных руд, одна из актуальных проблем – нагревание горного массива в результате окислительных процессов, что приводит к вынужденной изоляции и потере запасов. Охлаждение газификацией жидкого азота, практикуемое горняками угольных шахт, не всегда возможно и дорого.

В данной работе исследуется возможность создания в замкнутых объемах (пространствах), вместо газообразного азота, низкотемпературной воздушно-водяной среды для охлаждения стенок горного массива до температуры, допускающей возобновление работ по добыче руды.

Физика процесса основывается на следующих предпосылках [1].

1. Водяной туман с мелкодисперсным составом воды и воздуха в технических исследованиях можно рассматривать как идеальный газ.

Состояние идеального газа описывается следующим известным уравнением [2]:

$$p = \rho \cdot R \cdot T, \quad (1)$$

где:

p – абсолютное давление, Па;

ρ – плотность воздуха, кг/м³;

R – универсальная газовая постоянная, (297 Дж/кг·К);

T – абсолютная температура воздуха, °К.

2. При движении вниз (вглубь шахты) воздух адиабатически сжимается, при этом увеличиваются его давление, плотность и температура. Уравнение адиабатического процесса:

$$\frac{p}{T^{\frac{k}{k-1}}} = const, \quad (2)$$

где k – показатель адиабаты есть отношение теплоемкости при постоянном давлении к теплоемкости при постоянном объеме. Для воздуха $k=1,405$ и уравнение адиабаты имеет вид:

$$p_1 \cdot T_2^{3.5} = p_2 \cdot T_1^{3.5} \quad (3)$$

3. Для охлаждения массива сжатый воздух от компрессора подается в охлаждаемый объем под давлением через форсунку с малым отверстием. При истечении сжатого воздуха через малое отверстие действуют законы (соотношения), описываемые критическими параметрами [3]:

$$\text{плотность воздуха} \quad \rho_{кр} = \rho_0 \cdot \left(\frac{2}{k+1}\right)^{\frac{1}{k-1}}; \quad (4)$$

$$\text{температура воздуха } T_{кр} = T_0 \cdot \frac{2}{k+1}; \quad (5)$$

$$\text{давление } P_{кр} = P_0 \cdot \left(\frac{2}{k+1}\right)^{\frac{k}{k-1}} \quad (6)$$

Далее исследуется модель формирования водяного тумана для охлаждения породного (или рудного) массива путем подачи в изолированную выработку (полость) через двухфазную форсунку смеси сжатого воздуха и воды. Поскольку вода является несжимаемой средой, ее физические параметры до форсунки постоянны. После выхода из форсунки и смешивания образуется распыленный воздушно-водяной туман, температура которого зависит от соотношения количества сжатого воздуха и воды.

Технологически возможный вариант создания воздушно-водяного тумана для охлаждения массива следующий.

В изолированный объем (выработка или пустота), массив вокруг которого необходимо охладить, через двухфазную форсунку под давлением подаются сжатый воздух и вода. На выходе из форсунки образуется мелкодисперсная воздушно-водяная смесь (дисперсность зависит от размера выходного отверстия форсунки и от давления). Смешивание возможно внутреннее в форсунке или внешнее при выходе из форсунки.

Для того чтобы облако водяного тумана двигалось в объеме пространства (выработки), подается спутный поток воздуха с небольшой скоростью для исключения турбулентности.

Сформированный воздушно-водяной туман за счет контакта и теплообмена со стенкой будет охлаждать массив на некоторую глубину в зависимости от разности температур и тепловых параметров массива.

При моделировании охлаждающей среды принимаются следующие исходные параметры:

$T_{в.с.0}$ – начальная температура вентиляционного воздуха (наружного), °К;

$\rho_{в.с.0}$ – начальная плотность вентиляционного воздуха, кг/м³;

$P_{в.с.0}$ – давление в вентиляционной струе, кПа;

$Q_{в.с.}$ – расход вентиляционного воздуха, м³/с;

$Q_{сж.в.}$ – расход сжатого воздуха, м³/с;

$Q_{вод.}$ – расход воды, м³/с;

$T_{сж.0}$ – температура сжатого воздуха в магистрали после выхода, °К;

$P_{сж.0}$ – давление в магистрали после компрессора, кПа.

На первом этапе разработки математической модели охлаждения массива необходимо исследовать возможность создания воздушно-водяной среды с наиболее низкой температурой.

Согласно (1) начальная плотность воздуха в вентиляционной струе равна:

$$\rho_{в.с.0} = P_{в.с.0} / R \cdot T_{в.с.0}, \quad (7)$$

а в магистрали сжатого воздуха –

$$\rho_{сж.0} = P_{сж.0} / R \cdot T_{сж.0}. \quad (8)$$

В результате движения воздуха вниз в шахту вентиляционный и сжатый воздух адиабатически сжимаются в соответствии с уравнениями (2) и (3). По известной (заданной) конечной температуре воздуха $T_{в.с.к.}$ определяется конечное давление вентиляционной струи в шахте:

$$P_{в.с.к.} = P_{в.с.0} \cdot (T_{в.с.к.} / T_{в.с.0})^{3,5}; \quad (9)$$

аналогично конечное давление в магистрали сжатого воздуха

$$P_{сж\_к} = P_{сж\_0} \cdot (T_{сж\_к} / T_{сж\_0})^{3,5}. \quad (10)$$

Снова используя уравнение (1), определяется плотность воздуха вентиляционной струи в шахте:

$$\rho_{в.с\_к} = P_{в.с\_к} / R \cdot T_{в.с\_к} \quad (11)$$

и плотность сжатого воздуха в шахте

$$\rho_{сж\_к} = P_{сж\_к} / R \cdot T_{сж\_к}. \quad (12)$$

Через малое отверстие форсунки сжатый воздух будет поступать в изолированный объем при критической температуре, которая определяется по формуле [3]:

$$T_k = 2 \cdot T_{сж\_к} / (k + 1). \quad (13)$$

В изолированный объем для охлаждения стенок поступают: вентиляционная струя (спутный поток) с расходом $q_{в.с}$, температурой $T_{в.с\_к}$ и удельной теплоемкостью $C_{в.с}$, Дж/кг·град·К; сжатый воздух с расходом $q_{сж.в}$ температурой T_k и удельной теплоемкостью $C_{сж}$, Дж/кг·град·К; диспергированная форсункой вода (которую можно рассматривать как газ) с расходом $q_{вод}$ температурой $T_{вод}$ и удельной теплоемкостью $C_{вод}$, Дж/кг·град·К.

Температура среды после смешивания сжатого воздуха и воды из форсунки со спутным потоком вентиляционного воздуха определится из уравнения теплового баланса. Для уравнения теплового баланса обозначим:

$Q_1 = C_{вод} \cdot R_{о.вод} \cdot q_{вод} \cdot T_{вод}$ – начальное теплосодержание воды;

$Q_2 = C_{сж} \cdot \rho_{сж\_0} \cdot q_{сж.в} \cdot T_{сж\_0}$ – начальное теплосодержание сжатого воздуха;

$Q_3 = C_{в.с} \cdot \rho_{в.с\_0} \cdot q_{в.с} \cdot T_{в.с\_0}$ – начальное теплосодержание вентиляционной струи – спутного потока;

Теплосодержание атмосферы после смешивания всех составляющих с установившейся одинаковой температурой $T_{ср}$ составит:

$$Q_{ср} = (C_{вод} \cdot R_{о.вод} \cdot q_{вод} + C_{сж} \cdot \rho_{сж\_к} \cdot q_{сж.к} + C_{в.с} \cdot \rho_{в.с\_к} \cdot q_{в.с}) \cdot T_{ср}. \quad (14)$$

Конечная температура воздушно-водяного тумана, который будет вступать в теплообмен со стенками массива вокруг выработки, определится из уравнения теплового баланса:

$$T_{ср} = (Q_1 + Q_2 + Q_3) / Q_{ср}. \quad (15)$$

По вышеприведенным теоретическим зависимостям выполнены расчеты конечной температуры среды из воздушно-водяного тумана при следующих исходных теплофизических показателях компонентов:

- температура вентиляционного воздуха на поверхности, $T_{в.с\_0} = 293^\circ\text{К}$;
- требуемая температура вентиляционного воздуха в шахте, $T_{в.с\_к} = 303^\circ\text{К}$;
- атмосферное давление на поверхности, $P_{в.с\_0} = 101000\text{Па}$;
- давление в магистрали компрессора, $P_{сж\_0} = 707000\text{Па}$;
- начальная температура сжатого воздуха от компрессора, $T_{сж\_0} = 293^\circ\text{К}$;

- начальная температура воды, $T_{\text{вод}} = 288^{\circ}\text{K}$;
- теплоемкость воды, $C_{\text{вод}} = 1 \text{ Ккал/кг}$;
- теплоемкость воздуха, $C_{\text{в.с}} = C_{\text{сж}} = 0,24 \text{ Ккал/кг}$.

Ниже в таблице 1 приведены расчетные температуры воздушно-водяной среды после смешивания и выхода из туманообразующей форсунки.

Таблица 1 – Расчетные температуры воздушно-водяной среды за форсункой

Расход спутного потока воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$	Расход сжатого воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$	Расход воды, $\text{м}^3/\text{с}$	Температура воздушно-водяного тумана	
			$^{\circ}\text{K}$	$^{\circ}\text{C}$
0,5	0,1	0,01	288	15
0,5	0,2	0,01	287	14
0,5	0,3	0,01	286	13
0,5	0,3	0,001	279	6
0,5	0,4	0,001	277	4
0,5	0,5	0,0005	270	-3
0,5	0,7	0,0005	267	-6

Как видно из результатов численного моделирования теплового баланса, необходимая температура воздушно-водяного тумана для охлаждения стенок горного массива может изменяться в достаточно широких пределах путем регулирования соотношений между расходами компонентов.

Выводы:

1. Проблема охлаждения нагретого массива в результате окисления сульфидных руд для последующей отработки оставленных запасов остается весьма актуальной.
2. Известны положительные опыты по использованию сжатого воздуха для вентиляции горных выработок с целью создания нормальных условий в рабочих зонах и использования газообразного азота при охлаждении массива после подземных пожаров.
3. Туманообразующие форсунки дают возможность создания в замкнутых объемах мелкодисперсной воздушно-водяной низкотемпературной среды, которая за счет теплообмена со стенками охлаждает массив до безопасной для работы температуры.

Источники:

- 1 Деньгуб В.И., Лапшин А.А., Федоров Д.Б. Оценка эффективности охлаждения забойной вентиляционной струи сжатым воздухом.
- 2 Яворский Б.М. Справочник по физике. – М.: Наука, 1968 – С. 160-165.
- 3 Лойцянский Л.Г. Механика жидкости и газа. – М.: Наука, 1973 – С.122-128.

Секция 2

**Современные подходы в
обогащении бедного,
забалансового сырья.
Экологические аспекты
природопользования**

Urban-Rural Environmental Gradient in a Developing City: Testing ENVI GIS Functionality

Lemenkova P.A.

(Charles University in Prague, Faculty of Science, Institute for Environmental Studies, Czech Republic)

Abstract. The research performs urban ecosystem analysis supported by ENVI GIS by integrated studies on land cover types and geospatial modeling of Taipei city. The paper deals with the role of anthropogenic pressure on the structure of the landscape and change of land cover types. Methods included assessment of the impact from anthropogenic activities on the natural ecosystems, evaluation of the rate and scale of landscape dynamics using remote sensing data and GIS. The research aims to assist environmentalists and city planners to evaluate strategies for specific objectives of urban development in Taiwan, China.

Key words: Urban Landscape, City Development, GIS, Spatial Analysis.

The study aims at the assessment of the landscape development and environmental analysis of the Taipei city based on GIS and remote sensing methods. Methodology includes analysis of the environmental settings of the Taiwan region (land cover characteristics, climatic and topographic settings) and anthropogenic factors of the social landscapes. Research objectives included GIS based geo-visualization, spatial analysis of the raster data, i.e. satellite images and. Different factors involved in the landscape formation were studied and analyzed, both individually and in combination. The paper studies urban processes in Taipei in general and how GIS and remote sensing data can be used for the spatial analysis. The research deals with classification and analysis of the selected landscapes in Taiwanese ecosystems, and suggest development of the effective methods for wetlands assessment using a multi-metric approach. The research included analysis of the degree of landscapes disturbance according to the calculated metrics index values for specific land-use categories within the landscapes. As far as conservation problems are concerned, two scientific works place particular emphasis on the urban ecosystems on Taipei [9]. These are «Pattern and divergence of tree communities in Taipei's main urban green spaces» and «Diversity and distribution of landscape trees in the compact Asian city of Taipei», issued recently. The papers deal with the analysis of the landscape biogeographic characteristics of the urban forests: species diversity, composition and richness, spatial variability.

The interplay between both parts of the ecosystem, i.e. the anthropogenic impacts of the global city on the one side, and ecological patterns and processes on the other, is aimed to achieve balanced mutual co-existence within the global ecosystems. Modified land use types affect hydrological components in the surrounding watersheds and results in changes of the land use patterns, namely, landscape composition, configuration, connectivity, variety and abundance of patch types within a landscape, which are the primary descriptors of the landscape pattern. The complex functioning, structure and inter-relationships of the landscape components in urban ecosystem are largely influenced by the anthropogenic activities, inasmuch as the population concentrate in the metropolises and large cities. The location of Taipei in the southern subtropical humid climatic zone largely influences its environmental settings. Various disasters and hazards associated with specific climate settings such as torrential rains, occasional floods, rainstorms, seasonal typhoons have serious impacts and environmental consequences on the city functioning. Frequent and intense typhoons together with stormy rains and floods are natural disasters specific for Taiwan.

Consequences of hazards include significant property damage, destroyed farmlands, crashed roads, partially or completely destroyed houses, human injuries, diseases and lives losses. Urban landscapes of Taipei are being formed during long historical process, as a result of the ongoing entangled interactions between natural forces and anthropogenic social factors.

However, the process of urbanization becomes more and more notable in the Taiwan in the past decades. Intense urbanization creates new conditions for the human-nature co-existence. It triggers environmental changes that occur recently. Examples include transformation of natural landscapes, changes in landscape diversity, deforestation, wetlands destruction, landscape fragmentation to name a few. Interactions between typhoons, urban sprawl and economic development significantly affect urban functioning in Taipei. The typical functions of urban ecosystem include cultural, supporting and regulating services which indicate core criteria for the measurement of the environmental quality of urban areas [7]. The complexity of these functions and suggested four aspects of the urban landscapes: spatial (architecture and planning space, organization and access to green spaces within the city), human (i.e. people and social interrelations), functional (recreational, commercial, transport services and welfare) and contextual aspects (life style and environmental health) [2]. Cultural aspect of the urban landscapes includes spaces for recreation, property and community value. Supporting landscape function involves biodiversity, green space and soil quality, energy flows, storage and cycling of nutrients and materials. To achieve harmonious co-existence between various components urban ecosystem should maintain environmentally appropriate conditions: cleanness, landscape aesthetics and attractiveness. The effects of urbanization on natural landscapes are studied in substantial existing literature [6], [19], [20], [14], [8], [16].

Methodologically, current study is focused on technical approach of raster data processing. There are numerous classification algorithms and techniques that determine natural spectral groups from the initial pixels sets. For instance, the most well-known are Parallelepiped classification, Neural Nets, Decision Trees, Mahalanobis Distance, Minimum Distance, and Maximum Likelihood classifiers, ISOCCLUS, K-means (Figure 1). Usually, it is not easy to decide, which classifier method is *a priori* the best cartographic solution for actual research problem, due to different factors that vary significantly: characteristics of raster images, mapping scales, specific situation of the study area, reflectance properties of the local land cover types, landscape structure and heterogeneity.

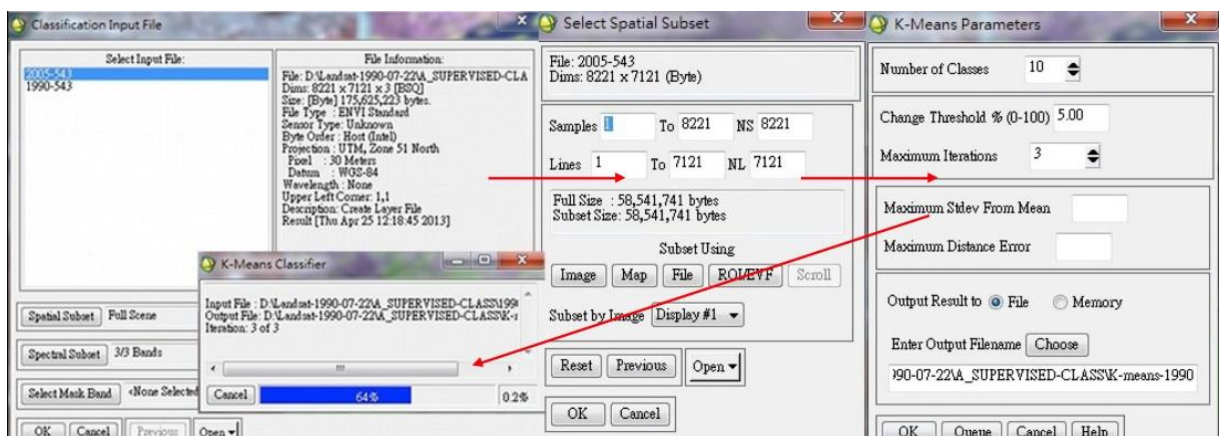


Figure 1 – Classification process by K-Means classifier algorithm, ENVI

A report on the statistics was generated and recorded as an 'Error Matrix', 'Kappa Statistics' and 'Accuracy'. Afterwards, to visually inspect classification process, the selected areas with the most diverse landscape structure and high heterogeneity of the land cover types were verified and validated by the overlapping of the Google Earth using activated function “connect to Google Earth”. The “Link Google Earth to View” and “Sync Google Earth to View” options enabled to synchronize the view areas between the Google Earth and current image view. This enabled to check up highly heterogeneous areas where questions about land cover type arose. The land cover types were visually assessed and identified. The resulting clusters enabled to analyze spectral and textural characteristics of the land cover types in the selected area. Based on cluster segmentation, homogenous land cover classes were

differentiated. The accuracy assessment was done using embedded statistical analysis in GIS, to estimate preciseness of the classification and perform post-classification (Figure 2).

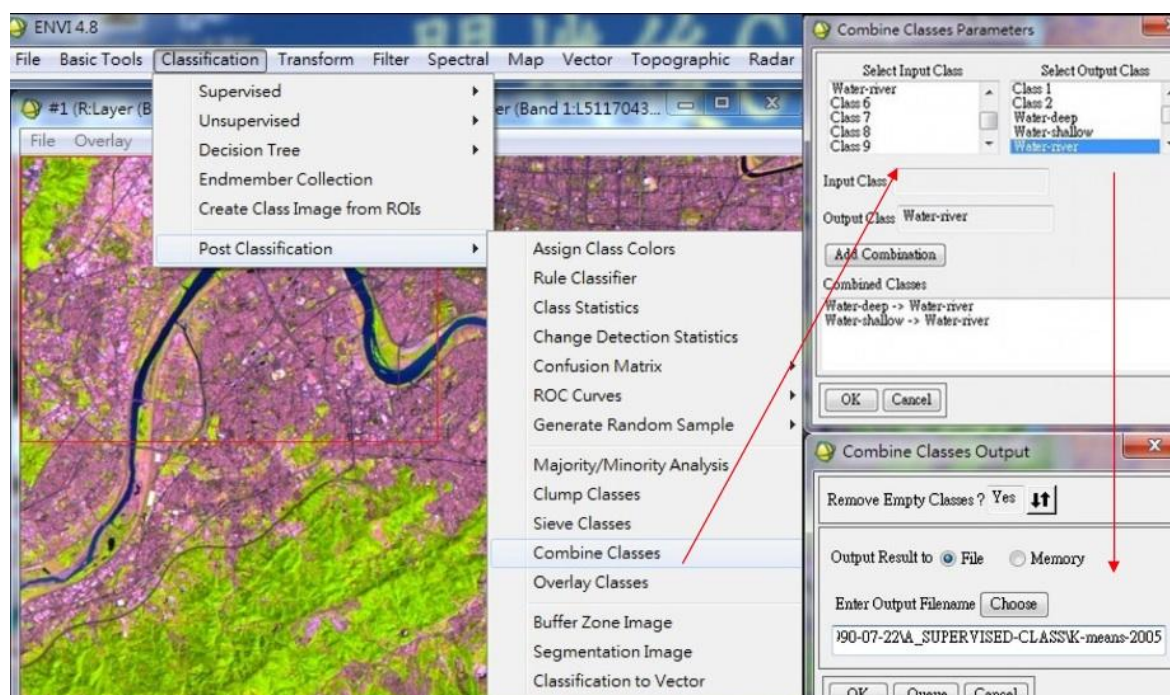


Figure 2 – Post-classification editing: re-classifying and combining similar classes

The study demonstrated successful application of GIS algorithms in combination with Landsat TM satellite imagery processing for identification of the land cover types in a rapidly developing areas where anthropogenic impacts have considerable effects. The results demonstrated (Table 1) most rapid increase of the urban spaces in the region 3 (from 24 % to 38%) which is explained by favorable location of the city outskirts from which the labour immigrants come to the city for jobs and settlements.

Table 1 – Calculated areas of the selected land cover types in Taipei: 1990 vs 2005

Year, %	I: city areas	I: city parks	I: forest	I: grass	II: city areas	II: city parks	II: forest	II: grass	III: city areas	III: city parks	III: forest	III: grass
1990	17,1	5,7	19,8	21,4	79,3	4,3	32,7	15,9	24,3	3,7	42,4	13,8
2005	21,9	4,1	18,6	18,3	83,2	5,2	31,8	14,7	38,2	4,3	41,8	12,1

Region 2 is a core industrial part of the city that is not developing rapidly due to the limited space available for new buildings. Region 3 is an agricultural part of the city where rural households are traditionally developed. Areas of forests and grasslands are decreasing in all the three parts of the city which proves the intensified and rapidly developing urbanization. The development of various land cover types within the Taipei's landscapes is affected, besides its topography, by such environmental impacts as climatic and hydrological processes which influence soils moisture and, consequently, vegetation, e.g. in riverine estuaries, wetland areas and typhoons. The most notable feature of the climatic settings is, besides high mean temperature with annual mean temperature above 10C, and a high humidity throughout the year with annual precipitation between 2000-2600 mm/year [12]. This is explained by the ample rains with annual rainfall total between 1200-1700 mm, often rainstorms and typhoons which represent a typical phenomena of the south subtropical climate [4]. The calculation of

the landscape metrics and indices using classical methods of landscape ecology allowed to highlight spatial pattern optimization within a landscape, to characterize differences between the planned alternatives, to produce a land cover pattern that focuses on the specific aims of the optimal land use planning [11]. The Taipei's urban parks accommodate the highest biodiversity richness, while the built-up areas with space limitations the poorest one, as represented by popular native species. Landscape fragmentation leads to the disrupted or decreased connectivity between the singular patches within one landscape [1], [10]. Furthermore, it degrades basic functions of the life-supporting environment through the modification of the energy and material flows and nutrient cycling of the ecosystems [12]. At the same time, optimization and management of land-use structure and landscape pattern are primarily based on the influence of land cover patterns on the ecosystem functioning [21].

Many factors induce land use changes in the urban areas. To name a few, geomorphic settings of the area (altitude and slope steepness), topology, topographic location (distance from rivers, roads, built-up areas, urban areas), physical-geographic characteristics (soil drainage, erosion coefficient) and social factors (population density, occupation). Land cover changes caused by the extensive anthropogenic impacts in urban areas affect the complexity of the terrestrial landscapes and cause losses in the ecosystem, increase its environmental instability and decrease resilience towards external effects [20]. Twofold factors influence urban land cover changes [15]: 1) nature of the land use, i.e. human activities; 2) level of spatial accumulation, i.e. intensity and concentration of the human activities. Predictably, more urbanized areas have considerably higher level of concentration of the human-affected land use, while suburban regions have lower levels of accumulation [15]. Needless to say how much more environmentally vulnerable is the situation of the capitals, such as Taipei, comparing to the province towns. This is a specific concern for Taipei, as rapidly growing city and high urbanization rate affect biodiversity and cause ecosystem sustainability [17], [18].

The paper discussed current issues of the highly specific south China, the possibilities of sustainable development of the city placed in highly vulnerable climatic and environmental conditions with significant human pressure. It gives a detailed review of current ecological situation of Taipei and examines two sub-categories of the sustainable co-existence between man and nature in sub-tropics: social and human impacts on the landscapes and natural factors determining modern city formation and development. A theoretical issues that surround the environmental problems of the urban landscapes of Taiwan and current economic situation of Taiwan and its geographic specific problems are discussed. The research shows that urban system of Taipei have particular specific points of concern due to its complexity, heterogeneity and interplay between man and nature. The study adopted GIS methods of the existing works focused on geospatial analysis using satellite images with applied Landsat TM. Many studies used digital GIS tools to analyze urban landscape structures, to detect spatio-temporal changes in land cover types, to assess spatial patterns of urban landscapes and highlight relationships among various components of the ecosystems. However, despite long history of the GIS, the effective application of the remote sensing data such as Landsat with regards to Taiwan have so far received scant attention. For example, one may use multispectral images to compare land cover patterns and to assess different degrees of urbanization in the areas of cities Tokyo, Kyoto and Taipei [25]. The landscape structure and vulnerability towards external environmental and human impacts is discussed which includes consequences of the uncontrolled urbanization for the environment. Paper applied GIS spatial analysis for the study area and how GIS can be used for studies of the spatio-temporal land cover changes. The spatiotemporal pattern of the landscape diversity in Taipei changed between 1971 and 2005. The main issue of the environmental impacts is changed landscape city patterns caused by modified land use during urbanization. Modified land use types affect various components of the ecosystem. Destroyed urban landscapes cause gradual destruction of the city as urban well-being and functioning strongly depends on the natural resources: availability and quality of the diverse energy and materials. Though economic growth is

crucial to the successful development of the country and well-being, the uncontrolled use of the natural resources and non-renewable energy cause unsustainable development of the complex urban ecosystems and can result in environmental consequences [3].

Literature

- 1 Andrén H. 1994. Effects of habitat fragmentation on birds and mammals in landscapes with different proportions of suitable habitats: a review. *Oikos* 71, 335–366.
- 2 Bonaiuto M, Fornara F, Bonnes M. (2003) Indexes of perceived residential environment quality and neighbourhood attachment in urban environments: a confirmation study on the city of Rome. *Landscape and Urban Planning*, 65:41–52.
- 3 Chen T.-S., Lin H.-J. (2013) Development of a framework for landscape assessment of Taiwanese wetlands. *Ecological Indicators* 25, 121–132.
- 4 Domros M. Gongbing P. 1988. *The climate of China*. Springer-Verlag. Berlin.
- 5 Grimm, N.B., Grove, J.M., Pickett, S.T.A., Redman, C.L., 2000. Integrated approaches to long-term studies of urban ecological systems. *BioScience* 50 (7), 571–584.
- 6 Ferrar T.A. 1976. *The urban costs of climate modification*. Wiley Interscience Publication.
- 7 Flores A., Pickett S.T.A., Zipperer W.C., Pouyat R.V., Pirani R., 1998. Adopting a modern ecological view of the metropolitan landscape: the case of a greenspace system for the New York City region. *Landscape Urban Plan.* 39, 295–308.
- 8 Hartmann E. 2008. Population, environment & security: a new trinity. *Environmental and urbanization* 10 (2) 113-127.
- 9 Jim C.Y., Chen W.Y. (2008) Pattern and divergence of tree communities in Taipei's main urban green spaces. *Landscape and Urban Planning* 84, 312–323.
- 10 Jongman R.H.G. 2002. Homogenization and fragmentation of the European landscape: ecological consequences and solutions. *Landscape & Urban Planning* 58, 211-221.
- 11 Jongman R.H.G., 1999. Landscape ecology in land-use planning. In: Wiens, J.A., Moss, M.R. (Eds.), *Issue in Landscape Ecology*. International Association for Landscape Ecology, Guelph, Ontario, 112–118.
- 12 Ni, J. (2011). Impacts of climate change on Chinese ecosystems: key vulnerable regions and potential thresholds. *Regional Environmental Change*, 11 (1), 49-64.
- 13 Ng M., Hills P. 2003. World cities or great cities? A comparative study of five Asian metropolises. *Cities*, 20, 151–165.
- 14 Pascal (2009). *The vulnerability of energy infrastructure to environmental change*. Chatham House briefing paper, Royal Institute for International Affairs). Available at: <http://www.chatmanhouse.org.uk/publications/papers/view/-id/737/>
- 15 Ramachandra T.V., Aithal B.H., Durgappa D.S. 2012. Insights to urban dynamics through landscape spatial pattern analysis. *International Journal of Applied Earth Observation & Geoinformation* 18, 329–343
- 16 Reser J.P. and Swim J.K. (2011). Adapting to and coping with the threat of the climate change. *American Psychologist*, 66 (4), 277-289.
- 17 Su Y.-F., Foody G.M., Cheng K.-S. (2012) Spatial non-stationarity in the relationships between land cover and surface temperature in an urban heat island and its impacts on thermally sensitive populations. *Landscape and Urban Planning* 107, 172–180.
- 18 Tsai, H. M. (1999). Human impacts on island biodiversity. *Environmental Education Quarterly*, 38, 51–65.
- 19 Weissbecker I. (ed.) *Climate Change and Human Well-Being. Global Challenges and Opportunities*. Springer. Washington DC. ISBN 978-1-4419-9741-8
- 20 Wisner B., Blaikie P., Cannon T. and Davis I. (2005). *At risk: natural hazards, people's vulnerability and disasters*. London, Routledge.
- 21 Wu, J., Hobbs, R., 2002. Key issues and research priorities in landscape ecology: an idiosyncratic synthesis. *Landscape Ecology*, 17, 355–365.

О научных исследованиях по решению научно-технических проблем в области информационной медицины на примере выявления недостатков аппарата ИФС-1

*Агеев Д.В., Бенц Т.В., Искендинова А.Ж., Сабиров Ж.Б., Кусаинова Д.И.
(РГКП «НЦ ГТ и ПЗ» МЗ и СР РК, г. Караганда, Казахстан)*

Анализ результатов исследований проведённых специалистами РГП «Национальный центр экспертизы лекарственных средств, изделий медицинского назначения» МЗ РК и Казахского Национального университета имени Аль-Фараби выявил ряд недостатков излучателя ИФС-1. Исследования показали, что применение методов биорезонансного тестирования позволяет повысить эффективность применения инфраакустической волновой терапии при лечении ряда заболеваний.

Ключевые слова: инфраакустическая волновая терапия, биорезонансное тестирование, информационная медицина.

Научные исследования, проводимые в Национальном центре гигиены труда и профессиональных заболеваний показали актуальность развития информационной медицины, как альтернативы лекарственным средствам, которые в большинстве имеют побочные эффекты.

Информационная медицина является одной из областей клинической медицины. К средствам реализации информационной медицины относятся бесконтактные физические воздействия электромагнитными волнами миллиметрового диапазона, инфразвуковые воздействия, магнитные и др.

При проведении исследований был применен инфразвуковой излучатель ИФС-1, изготовленный ТОО «Батыс медтех», г. Уральск.

Ранее проведённые исследования показали, что проблема особенностей восприятия инфразвуковых волн недостаточно хорошо изучена в психологии, в частности, в психологии восприятия, несмотря на то, что полученные на сегодняшний день данные представляют огромную ценность в этой области.

В настоящее время эти результаты имеют большую значимость для дальнейших научных и практических исследований, поскольку эта малоосвоенная пока область открывает перспективы воздействия на самое дорогое, что есть у человека – его мозг, а также ставит перед нами необходимость скорейшего поиска средств защиты человека от неблагоприятного воздействия инфразвуковых колебаний. Таким образом, исследования с излучателем ИФС-1 несомненно, актуальна, так как психология инфразвукового восприятия в ближайшем будущем в соответствии с требованиями времени, скорее всего, станет важным компонентом науки на стыке психологии восприятия и акустики [1].

Частотный диапазон инфразвуковых акустических колебаний лежит ниже порога слышимости и человеческое ухо не способно воспринимать колебания указанных частот. Физическая сущность инфразвука не отличается от физической сущности звука. Звук – это упругие волны, продольно распространяющиеся в какой-либо упругой среде и создающие в ней механические колебания, проще говоря, это движение молекул воздуха, вызываемое колеблющимся физическим телом (например, струной гитары, камертоном или мембраной громкоговорителя). Воздушная среда совершенно необходима для распределения звука в пространстве; её возвратно-поступательное движение во время колебаний сопровождается последовательными волнами сжатия и разряжения воздуха, которые не распространяются в вакууме, в котором, стало быть, всегда царит абсолютная тишина. Если нет отражателя или резонатора, звук распространяется главным образом в направлении колебаний физического тела.

Однако инфразвук, как низкочастотный волновой процесс, обладает рядом особенностей. Волны низкой частоты характеризуются огромной проникающей способностью, благодаря их малому поглощению. При распространении в глубоком море и в атмосфере на уровне земли инфразвуковые волны частоты 10-20 Гц затухают на расстоянии 1000 км не более чем на несколько Дб (децибелл). Из-за большой длины волн (на частоте 3,5 герца она равна 100 метрам) на инфразвуковых частотах мало и рассеяние звука в естественных средах; заметное рассеяние создают лишь очень крупные объекты – холмы, горы, крупные здания и др. Вследствие малого поглощения и рассеяния инфразвук может распространяться на очень большие расстояния. Известно, что звуки извержения вулканов, атомных взрывов могут многократно обходить вокруг земного шара, сейсмические волны могут пересекать всю толщу Земли. По этим же причинам инфразвук почти невозможно изолировать, и все звукопоглощающие материалы теряют свою эффективность на инфразвуковых частотах [1-2].

Так как длина инфразвуковой волны весьма велика, проникновение её в ткани тела также велико; фигурально говоря, человек слышит инфразвук всем телом. Действуя за счет резонанса, инфразвуковые колебания по частоте могут совпадать со многими процессами, происходящими в нашем организме. Например, сокращения сердца лежат в инфразвуковом диапазоне 1-2 Гц, дельта ритм мозга (состояние сна) 0,5-3,5 Гц, альфа-ритм мозга (состояние покоя) 8-13 Гц, бета-ритм мозга (умственная работа) 14-35 Гц. При совпадении колебаний инфразвука с колебаниями в теле последние усиливаются, что может привести к расстройству работы органа, его травме или даже разрыву на части.

Специалистами испытательного центра РГП «Национальный центр экспертизы лекарственных средств, изделий медицинского назначения» МЗ РК, г. Алматы были проведены исследования по изучению безопасности применения вышеупомянутой установки инфразвуковой терапевтической ИФС-1.

На основании анализа результатов проведенных экспериментальных исследований с установкой ИФС-1 под руководством доктора медицинских наук, профессора Шин С.Н. были сделаны следующие выводы:

1. Сочетание инфразвукового облучения с облученной водой оказывает негативное влияние на один из двух использованных в эксперименте видов лабораторных животных (мышей), поэтому его применение в клинических испытаниях возможно только после дополнительных исследований.

2. Облученная вода также обладает видоспецифичным действием (выраженное негативное влияние на лабораторных мышей), поэтому её применение в клинических испытаниях возможно только после дополнительных исследований.

3. Обнаружено положительное влияние инфразвукового облучения в изученном диапазоне на нервную систему лабораторных крыс и мышей в виде реакции предпочтения и седативного действия, однако оно требует дополнительного изучения в виде использования в проведенных экспериментах относительно небольшого количества животных.

Исследования, проведенные в Казахском Национальном университете имени Аль-Фараби (Бактыбаева Л.К., Тулеуханов С.Т., Атанбаева Г.К., Босманова Н.М., Жаксыбекова Г.А. «Исследование результатов воздействия инфразвуковых волн в течение 15, 60 минут на лейкограмму крови») показали, что инфразвук при прямом воздействии через воду обладает иммунодепрессивной, мутагенной активностью.

Аналогичные результаты при проведении исследований с установкой ИФС-1 (Тулеуханов С.Т., Мона Абдель Халек Мохсеб «Реактивность физиологических параметров крови на инфразвук») были опубликованы в журнале «Проблем эволюции открытых систем».

Исследования, проведенные в Национальном центре гигиены труда и профессиональных заболеваний с излучателем ИФС-1 показали, что лечебным эффектом обладает излучение только в определенном инфразвуковом диапазоне частот при определенной длительности и мощности воздействия с учетом оперативной информации о состоянии патогенного участка тела пациента.

Необходимо отметить, что по установке ИФС-1 разработанной и изготовленной профессором Казаковым О.А. в Министерстве Здравоохранения РК состоялось заседание специальной комиссии, на которой, были обсуждены выявленные недостатки установки ИФС-1 и наметила мероприятия по их устранению. Головной организацией по доработке установки ИФС-1 был назначен Национальный центр гигиены труда и профессиональных заболеваний письмо № 11-4\01-182 от 29.06.2013 г.

В этом направлении по устранению недостатков установки ИФС-1 профессора Казакова О.А. с приглашением специалистов по приборостроению и специалистов лаборатории экологической биохимии, биофизики и генетики Национального центра гигиены труда и профессиональных заболеваний была проделана огромная работа по доработке установки ИФС-1 на основе применения методов биорезонансного тестирования. На основе проведенных исследований были решены проблемные вопросы, выявленные специалистами Министерства Здравоохранения РК по повышению лечебного эффекта инфраакустического волнового воздействия. В результате было создано новое поколение технических средств инфраакустического волнового воздействия на основе применения новейших достижений в области микроэлектроники и информационных технологий, новизна технических решений подтверждена патентами на изобретения [3-4].

Экспериментальные и клинические исследования, проведенные в Национальном центре гигиены труда и профессиональных заболеваний с помощью метода биорезонансного тестирования показали, что начальные скрыто протекающие глубинные изменения в организме человека приводящие к изменению структуры молекул и клеток, и проявляющиеся в изменении гомеостаза организма, можно зафиксировать и расшифровать только на основе методов биорезонансного тестирования. На основе проведенных исследований была предложена структура технических средств блока биорезонансного тестирования на основе применения специально разработанного алгоритмического и программного обеспечения, что позволила осуществить реализацию алгоритма количественной оценки состояния патогенного органа пациента с последующим определением длительности и мощности инфраакустического волнового воздействия.

В отличие от известных инфраакустических облучателей предлагаемый диагностико-терапевтический комплекс за счет комплексного использования информации о состоянии организма и патогенного органа пациента позволяет с высокой точностью рассчитать оптимальную длительность инфраакустического волнового воздействия на патогенный участок тела пациента, осуществлять оперативную оценку лечения в динамике с учетом индивидуальных особенностей каждого пациента, что в свою очередь существенно повышает эффективность лечения [5].

Исследования проводимые в Национальном центре гигиены труда и профессиональных заболеваний вносят посильный вклад в создание нового поколения средств информационной медицины в нашей стране на основе применения методов инфраакустической волновой терапии и биорезонансного тестирования.

Источники

- 1 Сидоренко Е.И. Лечение в офтальмологии инфразвуком. – Москва: Медицина, 1998.
- 2 Сидоренко Н.И. и др. Эффективность инфразвукового лечения бактериальных кератитов. – Москва, 2000. – С. 40-42.
- 3 А.с. РФ № 2141785 от 27.11.1999 г. А61В5/04. Способ информационно-волновой диагностики и терапии / Бессонов А.Е., Калмыков Е.А., Конягин Б.А.
- 4 Казаков О.А., Тагбергенова М.М., Тагбергенова А.М. Способ физиотерапии и терапевтический облучатель для его осуществления. Предварительный патент РК №11170. Оpubл. в Б.И. №2 от 15.02.2002 г., А61 №1/00, А61В8/00.
- 5 Намазбаев Т.С., Намазбаева З.И. О научных исследованиях в области медицины и экологии // Вестник автоматизации. – 2014, №1. – С. 4-6 (на основе применения инфраакустического волнового воздействия).

Исследование обмена в системе анионит - дицианоаурат

Алтынбек Ш.Ч.^{1,2}, Болотова Л.С.¹

(¹ Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы Казахстан,

*² Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан)*

В данной статье рассмотрены факторы, определяющие механизм сорбции комплексного аниона дицианоаурата анионообменными смолами. Изучена зависимость скорости обмена от крупности зерен ионита. Проведены опыты с целью выявления лимитирующей стадии процесса диффузии с прерыванием контакта фаз и различной скоростью перемешивания системы. Рассчитаны коэффициенты диффузии. Установлено, что сорбция дицианоаурата анионитами протекает по смешанному механизму, в начале процесса обмена лимитирует пленочная кинетика ионов, затем – гелевая кинетика.

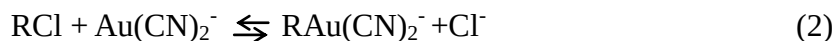
Ключевые слова: дицианоаурат, ионообменные смолы, механизм сорбции, диффузия, пленочная и гелевая кинетика.

Метод цианирования широко применяется для извлечения благородных металлов из руд и концентратов. При взаимодействии золота с цианидным раствором образуется комплексный анион дицианоаурат $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, что подтверждается высоким значением свободной энергии образования его комплексных ионов при растворении в цианистых растворах. Свободная энергия образования иона $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ равна $\sim 277,875$ кДж. Комплексный ион образуется вследствие диффузии ионов цианида к поверхности металла. Они вытесняют молекулы воды из поверхностного слоя и реагируют с металлом, образуя при этом комплексный анион золота, переходящий в раствор [1]:



Принципиально новым этапом развития цианирования стало использование сорбентов для извлечения растворенного золота из растворов и пульп. Сорбционная технология позволяет перерабатывать наряду с легкоцианируемыми также глинистые и сорбционно-активные руды, в качестве сорбентов при этом используются активированные угли и ионообменные смолы [2]. Для эффективного использования сорбентов в технологических процессах, выбора сорбционных аппаратов и технологии проведения процесса сорбции необходимо изучение механизма ионного обмена, определения лимитирующей стадии обмена.

Реакция обмена сорбируемого аниона (дицианоаурата) с противоионом анионита описывается известным уравнением



где R^+ - матрица анионита, имеющая положительный заряд;

Cl^- - противоион, способный к обмену.

Ионный обмен является гетерогенным процессом, особенностью таких процессов является их многостадийность. Выделяют пять последовательных стадий ионообменного процесса [3, 4], которые для изучаемой нами системы будут следующими:

- 1) диффузию иона дицианоаурата из раствора через пленку, окружающую зерно ионита, к поверхности зерна ионита (пленочная внешнедиффузионная кинетика);
- 2) диффузию иона дицианоаурата внутри зерна ионита к точке обмена (гелевая внутريدиффузионная кинетика);
- 3) реакция обмена иона дицианоаурата на противоион хлора («химическая» кинетика);

4) диффузию вытесненного иона хлора внутри зерна ионита от точки обмена к поверхности зерна ионита (гелевая внутридиффузионная кинетика);

5) диффузию вытесненного иона хлора через пленку, окружающую зерно, в объем раствора (пленочная внешедиффузионная кинетика).

Стадии 1 и 5, 2 и 4, по сути, одинаковы, только противоположны по направлению. Скорость процесса обмена в целом определяется скоростью наиболее медленной стадией [5].

«Химический» обмен протекает, как правило, очень быстро, однако не исключена возможность, когда скорость процесса обмена определяется этой стадией. Если скорость ионного обмена не зависит от величин зерна ионита, то лимитирующей стадией является химическая реакция ионообмена (третья стадия). Зависимость скорости обмена от крупности зерен ионита свидетельствует о решающей роли диффузионных процессов (1 и 5, 2 и 4 стадии) [6]. В большинстве случаев скорость обмена на ионитах обусловлена диффузией [3].

В данной работе нами был исследован механизм сорбции дицианоаурата из раствора, содержащего 5 мг/дм³ золота. В качестве сорбентов были использованы макропористые аниониты смешанной основности марки АМ-2Б и Purolite A-93 (А-100/2412) в хлор-форме. Количество сильноосновных групп в анионите Purolite A-93 несколько больше чем в анионите АМ-2Б.

На рисунке 1 приведены кинетические кривые зависимости степени достижения равновесия ($F=f(t)$) анионитами Purolite A-93 (а) и АМ-2Б (б) различного зернения, где F – степень достижения равновесия, определяемая отношением количества сорбированного компонента в единицу времени к количеству сорбированного компонента в момент равновесия системы.

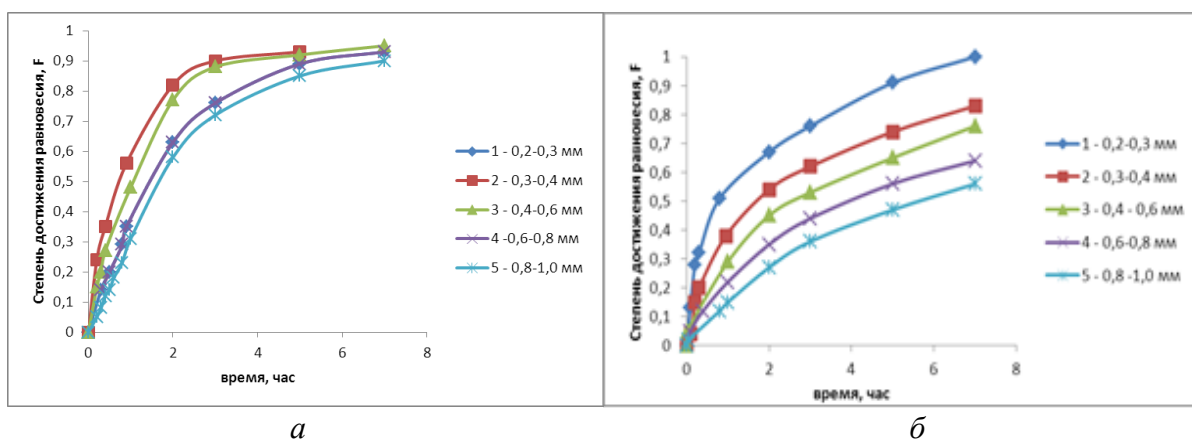


Рисунок 1 – Зависимость скорости сорбции дицианоаурата от величин зерна ионитов Purolite A-93 (а) и АМ-2Б (б)

Из полученных данных следует, что для обоих анионитов время достижения равновесия для мелких классов значительно меньше, чем для крупных классов. Следовательно, лимитирующей стадией обмена для обоих анионитов являются диффузионные процессы – взаимодиффузия ионов внутри зерна ионита, так называемая «гелевая кинетика» или взаимодиффузия ионов в нернстовском слое, прилегающем к зерну, т.е. взаимодиффузия в так называемой «пленке» («пленочная кинетика») [3].

Из рисунка также следует, что скорость обмена дицианоаурата для анионита Purolite A-93, имеющего большее количество сильноосновных групп, выше, чем для анионита АМ-2Б.

Для выявления лимитирующей стадии процесса диффузии – пленочная или гелевая, были проведены опыты с прерыванием контакта фаз и различной скоростью

перемешивания системы. В случае лимитирующей гелевой кинетики скорость обмена после возобновления контакта ионита с раствором становится большей, чем до прерывания процесса. В случае лимитирующей пленочной кинетики прерывание процесса не влияет на скорость обмена, так как градиент внутри зерна отсутствует.

Нами было установлено, что прерывание контакта фаз в начальный период сорбции (время контакта - 5 минут) практически не оказывает влияния на скорость обмена золота для обоих анионитов. В этом случае лимитирующим является пленочной механизм сорбции. После часового контакта раствора с ионитом и прерывания контакт фаз скорость обмена увеличивается для обоих анионитов. Следовательно, здесь уже преобладающую роль играет гелевый механизм сорбции. Доля влияния внутридиффузионного механизма для анионита АМ-2Б несколько больше, чем для Purolite A-93.

Таким образом, результаты метода прерывания указывает на смешанную диффузию, при которой на скорость процесса влияют обе диффузионные стадии.

Одним из критериев определения механизма диффузии является зависимость скорости обмена от скорости перемешивания или пропускания раствора. При пленочной диффузии («пленочной кинетики») скорость обмена зависит от скорости перемешивания системы. Результаты опытов при различной скорости перемешивания ионита и раствора дицианоаурата (рисунок 2) также указывают на смешанный характер диффузии иона золота для обоих ионитов. В начале процесса обмена преобладает пленочная диффузия («пленочная кинетика»), затем – гелевая диффузия («гелевая кинетика»).

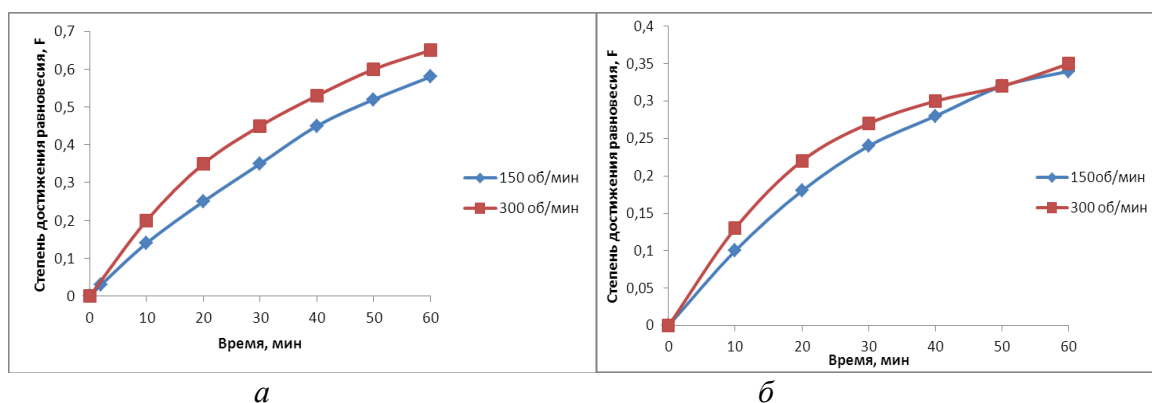


Рисунок 2 – Влияние скорости перемешивания на кинетику сорбции золота анионитами Purolite A-93 (а) и АМ-2Б (б)

Построение графических зависимостей на основании экспериментально полученных значений F и t позволяет отличить «пленочную кинетику» от «гелевой». При «гелевой кинетике» зависимость Bt , найденная для соответствующих F по таблице Райхенберга, от t имеет прямолинейный ход [7].

Полученная нами графическая зависимость Bt от t для зерен различной крупности анионита Purolite A-93 (рисунок 3, а) указывает на преобладание пленочной кинетики в начале процесса обмена. Для крупных классов анионита АМ-2Б (рисунок 3, б) значительное влияние оказывает гелевая кинетика.

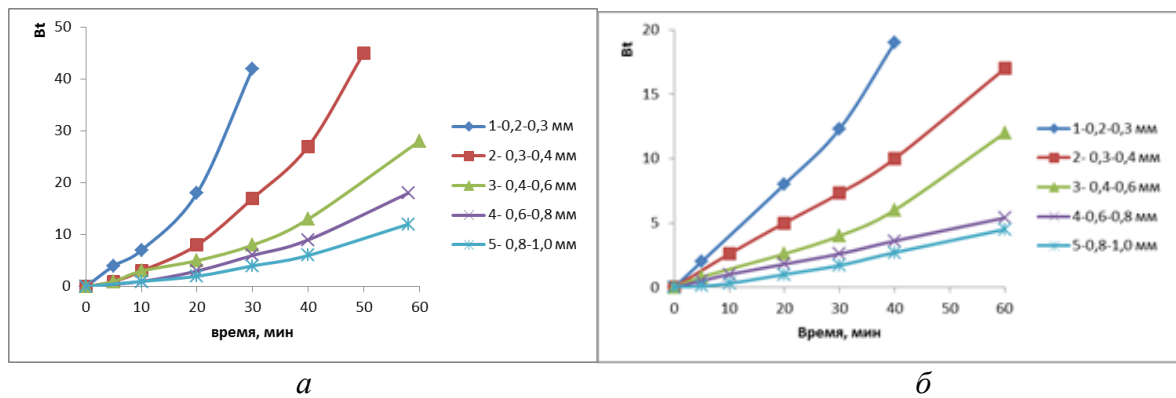


Рисунок 3 – Зависимость Bt от времени для анионитов Purolite A-93 (а) и АМ-2Б (б) различной крупности

Кинетические кривые обмена, построенные в полулогарифмических координатах $-\ln(1-F)$ от t , для анионита Purolite A-93 также более близки к прямой, чем для АМ-2Б.

Таким образом, графическое изображение процесса обмена от времени еще раз подтверждает смешанный характер диффузии дицианоаурата для анионитов с большой долей влияния пленочной кинетики для Purolite A-93 и гелевой кинетики для АМ-2Б.

Следовательно, несмотря на низкие концентрации золота в реальных промышленных растворах (1-10 мг/дм³), которые должны обуславливать протекание процесса по пленочному механизму [8], сорбция дицианоаурата анионитами Purolite A-93 и АМ-2Б протекает по смешанному механизму, причем для АМ-2Б большую роль играет гелевая кинетика. Данный вывод подтверждается также сравнением времени полуобмена, определенного графически из $F=f(t)$ для зерен различной крупности (рис.1), и рассчитанного по формуле для гелевой кинетики [3]:

$$t_{1/2} = 0,030 \times \frac{r_0^2}{D} \quad (3)$$

При $F=0,5$ для обоих ионитов преобладающую роль играет уже гелевой характер диффузии, а вследствие этого, наблюдается совпадение расчетного времени полуобмена с найденным графически.

Время полуобмена для пленочной кинетики выражается формулой [3]:

$$t_{1/2} = 0,23 \frac{r_0 \delta_c}{D \times C} \quad (4)$$

то есть, относительная скорость обмена при пленочной кинетике обратно пропорциональна радиусу зерна. При гелевой кинетике относительная скорость обмена обратно пропорциональна квадрату радиусу зерна.

Для вычисления коэффициента внутренней диффузии дицианоаурата можно использовать уравнения, предложенные Бойдом, Адамсоном и Майерсом [9]:

$$F = 1 - \frac{6}{\pi^2} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{1}{n^2} \exp \left(-\frac{D \pi^2 n^2}{r_0^2} \cdot t \right) \quad (5)$$

$$Bt = \frac{D \pi^2 t}{r_0^2} \quad (6)$$

$$B = \frac{D \pi^2}{r_0^2} \quad (7)$$

Откуда коэффициент диффузии:

$$D = \frac{Br_0^2}{\pi^2} \quad (8)$$

В этом уравнении В является константой скорости обмена или точнее константой внутренней диффузии [8]. В таблице 1 приведены рассчитанные значения коэффициентов диффузии и констант скорости обмена дицианоаурата для ионитов Purolite A-93 и АМ-2Б, заряженных в хлор-форму.

Таблица 1 – Константы скорости обмена и коэффициенты внутренней диффузии дицианоаурата

Время контакта, мин	Purolite A-93		АМ-2Б	
	$B \cdot 10^5, \text{сек}^{-1}$	$D \cdot 10^9 \text{см}^2 \cdot \text{сек}^{-1}$	$B \cdot 10^5, \text{сек}^{-1}$	$D \cdot 10^9 \text{см}^2 \cdot \text{сек}^{-1}$
5	1,5	1,0	0,8	0,6
10	1,3	0,9	0,6	0,4
20	1,7	1,2	0,9	0,6
30	1,7	1,2	1,2	0,8
40	2,1	1,5	0,9	0,6
60	2,3	1,6	1,0	0,7
120	3,5	2,3	1,0	0,7
180	3,9	2,6	1,1	0,7
300	5,4	3,6	1,1	0,7
420	5,9	4,0	1,2	0,8

Из таблицы 1 видно, что для анионита АМ-2Б характерно большее постоянство значений В и Д во времени по сравнению с анионитом Purolite А-93. Данный факт также указывает на большее проявление гелевой кинетики для анионита АМ-2Б по сравнению с Purolite А-93. Сравнение значений константы скорости обмена и коэффициентов диффузии дицианоаурата показывает, что анионит Purolite А-93 проявляет лучшие кинетические свойства, чем анионит АМ-2Б.

Таким образом, установлено, что сорбция дицианоаурата испытанными анионитами протекает по смешанному механизму, в начале процесса обмена преобладает пленочная кинетика, затем – гелевая кинетика.

Источники

- 1 Стрижко Л.С. Металлургия золота и серебра. – Москва, 2001. – С.37-38
- 2 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: Упорные руды. – Москва, 2013. – С. 136-140.
- 3 Гельферих Ф. Иониты. – Москва, 1962. – С. 235-286.
- 4 Плаксин И.Н. Ионный обмен и экстракция в гидрометаллургии. Изд. АН СССР, Металлургия и горное дело. №6, 1964. – С.32.
- 5 Луганов В.А., Байконурова А.О., Комков Н.М., Сажин Е.Н., Усть-Каменогорск Теоретические основы гидрометаллургических процессов, экстракционные и ионообменные процессы, учебное пособие, 2004. С. 24-26.
- 6 Трёмийон Б. Разделение на ионообменных смолах. – Москва, 1967. –С.36.
- 7 Reichenberg D. J. Amer. Chem. Soc., 75, 1953. – P 3, 589
- 8 Boyd. G.E., Adamson A.W., Myers L., I. Amer. Chem. Soc. – С. 23.
- 9 Бойд Г.Е., Адамсон А.В., Майерс Л.С. Хроматографический метод разделение ионов. – М., 1949. –С. 2-3.
- 10 Куролап Н.С., Мелешко В.П. Кинетика сорбции анионитами. – ВГУ, 1968. –С.47-48.

Химический источник тока на основе гальванической пары «свинец-графит ($\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$)» в сернокислых растворах

Баешов А.Б.¹, Егеубаева С.С.¹, Баешова А.К.²

(¹«Институт топлива, катализа и электрохимии им. Д.В. Сокольского» АО, Алматы, Казахстан, ²«Казахский Национальный Университет им. Аль-Фараби», Алматы, Казахстан)

В настоящей работе исследованы закономерности формирования ЭДС между электродами в гальванической паре «свинец - графит». Свинцовый электрод погружается в раствор серной кислоты, а графит в сернокислый раствор сульфата железа (III) и электродные пространства разделены между собой анионитовой мембраной МА-40. Представлена схема гальванического элемента, показана возможность создания вторичного химического источника тока. Показано влияние продолжительности опыта на изменение величин ЭДС и ТКЗ, формируемых между электродами в гальванической паре «свинец – графит ($\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$)».

Ключевые слова: графит, электролит, аккумулятор, электрод, ток.

Химический источник тока – это устройство, в котором химическая энергия окислительно-восстановительных процессов в разных электродных пространствах, непосредственно превращается в электрическую. В зависимости от эксплуатационных особенностей и от используемой электрохимической системы (электродов и электролита), химические источники тока делятся на первичные – не перезаряжаемые гальванические элементы, которые, как правило, после полного разряда становятся неработоспособными, и вторичные (перезаряжаемые; аккумуляторы), в которых реагенты регенерируются при зарядке – пропускании тока от внешнего источника [1-5].

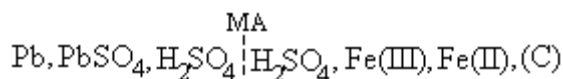
Действие химических источников тока основано на протекании пространственно разделенных процессов при замкнутой внешней цепи: на аноде протекают реакции окисления, а образующиеся свободные электроны переходят, создавая разрядный ток, по внешней цепи к катоду, где они участвуют в реакции восстановления [6-9].

В настоящее время существует большое количество типов аккумуляторов: свинцовые сернокислые, никель-кадмиевые (Ni-Cd), металловоздушные, литий-ионные (Li-ion), литий-полимерные (Li-pol), никель-металлогидридные (Ni-MH) и др. [10,11].

Химические источники тока используются во всех областях техники и народного хозяйства. Количество элементов и аккумуляторов, изготавливаемых ежегодно во всем мире, исчисляется миллиардами. При одновременном их включении можно было бы получить электрическую мощность, сравнимую с мощностью всех электростанций мира (около 109 КВт). В отличие от непрерывно работающих электростанций химические источники тока работают кратковременно, с перерывами и самое главное – автономно [12-18].

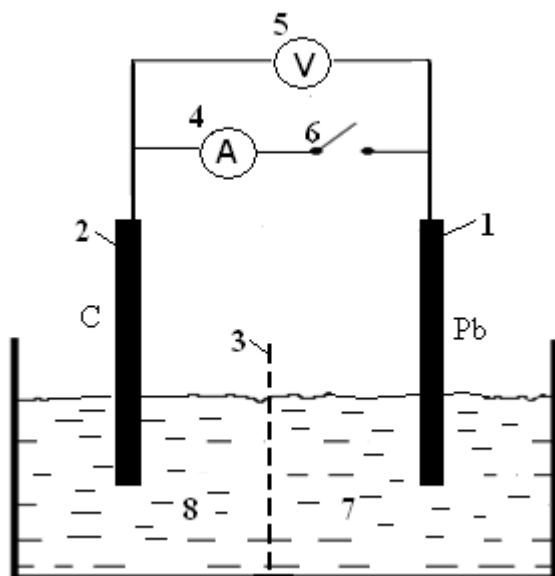
В данной работе представлены результаты новых экспериментальных данных, являющихся основой для изготовления вторичных химических источников тока на основе окислительно-восстановительных реакции, протекающих в системе, состоящей из свинцового и графитового электродов, погруженных в сернокислый раствор.

Исследования проводились в электрохимической ячейке, разделенной на два электродных пространства анионитовой мембраной МА-40. В одном пространстве электролизера находится графитовый электрод, погруженный в насыщенный раствор соли трехвалентного железа. А во второй части электролизера свинцовый электрод, погружен в раствор серной кислоты с концентрацией 100 г/л. Данную гальваническую пару можно представить следующим образом:



Исследованы закономерности формирования электродвижущей силы (ЭДС) в этой системе.

В гальванической системе графитовый электрод ($S = 3,8 \text{ см}^2$) погруженный в раствор $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ является положительно заряженным электродом, а свинцовый электрод отрицательно заряженным. Эксперименты проводились на установке, представленной на рисунке 1. Электроды были присоединены к вольтметру и таким образом постоянно измеряли величины электродвижущей силы (ЭДС), а через определенное время (10 мин.) электроды присоединяли к миллиамперметру и определяли значения тока короткого замыкания (ТКЗ).



- 1- свинцовый электрод;
- 2- графитовый электрод;
- 3- анионитовая мембрана МА-40;
- 4- миллиамперметр;
- 5- вольтметр;
- 6- ключ для измерения ТКЗ между электродами (1-2);
- 7- 100 г/л раствора серной кислоты;
- 8- насыщенный раствор $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + \text{H}_2\text{SO}_4$;

Рисунок 1 – Схема установки для исследования формирования ЭДС в гальванической паре: свинец – графит ($\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$)

Исследовано влияние продолжительности опыта на формирование ЭДС и ТКЗ между электродами в вышеуказанной гальванической паре.

На рисунке 2 показан характер изменения значений величин ЭДС и ТКЗ в течение 60 мин. По результатам исследований самое высокое значение ЭДС равно 920 мВ, а максимальное значение ТКЗ 12,5 мА. В течение 1 часа значение ЭДС уменьшается до 380 мВ, а значение ТКЗ до 1,0 мА.

На поверхности свинцового электрода происходят реакции окисления:



На графитовом электроде ионы трехвалентного железа восстанавливаются до двухвалентного состояния:



Теоретически рассчитанная максимальная величина ЭДС вышеуказанной гальванической системы равна 1,126 В.

$$E = 0,77 - (-0,356) = 1,126 \text{ В} \quad (3)$$

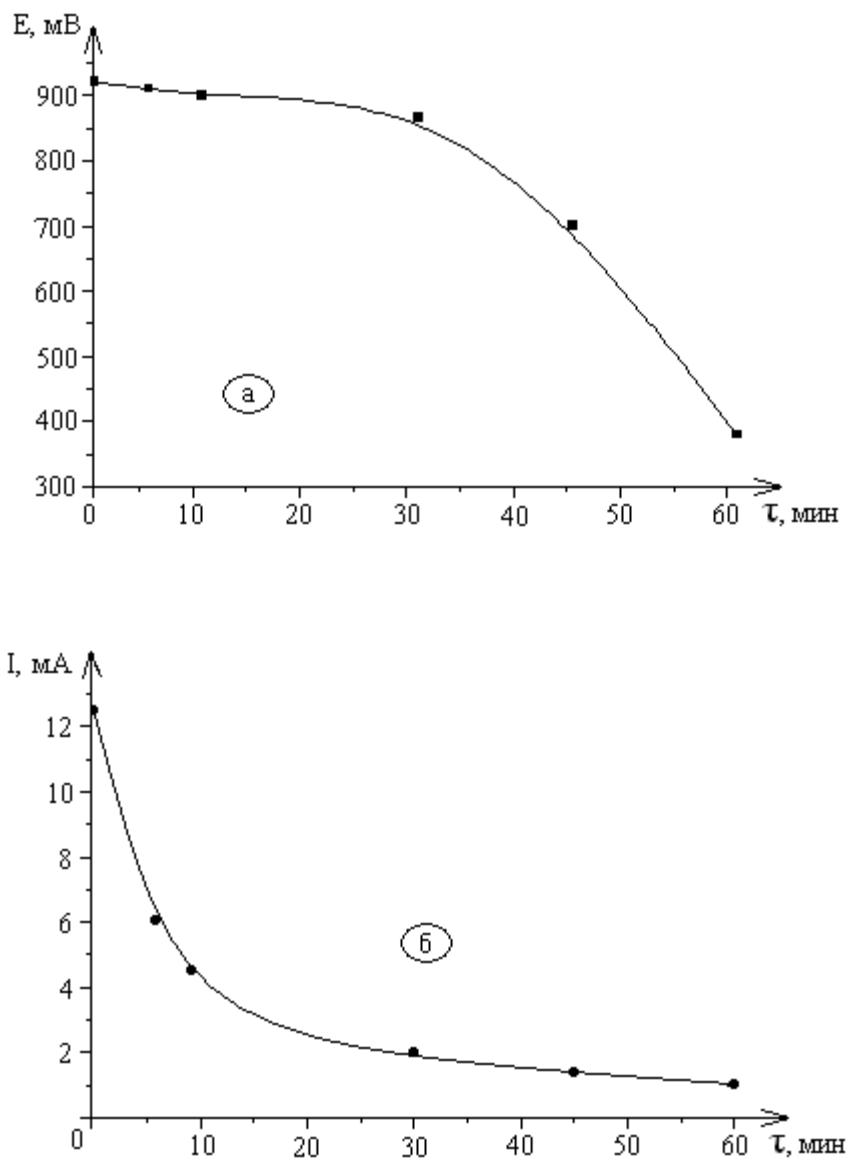


Рисунок 2 – Изменение величины ЭДС (а) и ТКЗ (б) в гальванической паре «свинец – графит ($\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$)» от продолжительности опыта

После полного завершения эксперимента электроды гальванической пары заряжались путем поляризации ($I=0,78 \text{ A}$, $E=4,0 \text{ B}$, $\tau=2 \text{ ч.}$).

При поляризации основные окислительно-восстановительные реакции (1) и (2), между электродами гальванической пары протекают в обратном направлении и сульфат свинца восстанавливается до свинца, а железо (II) окисляется до трехвалентного состояния. Таким образом, показана возможность применения представленной нами гальванической пары как основы для изготовления химического источника тока – аккумулятора.

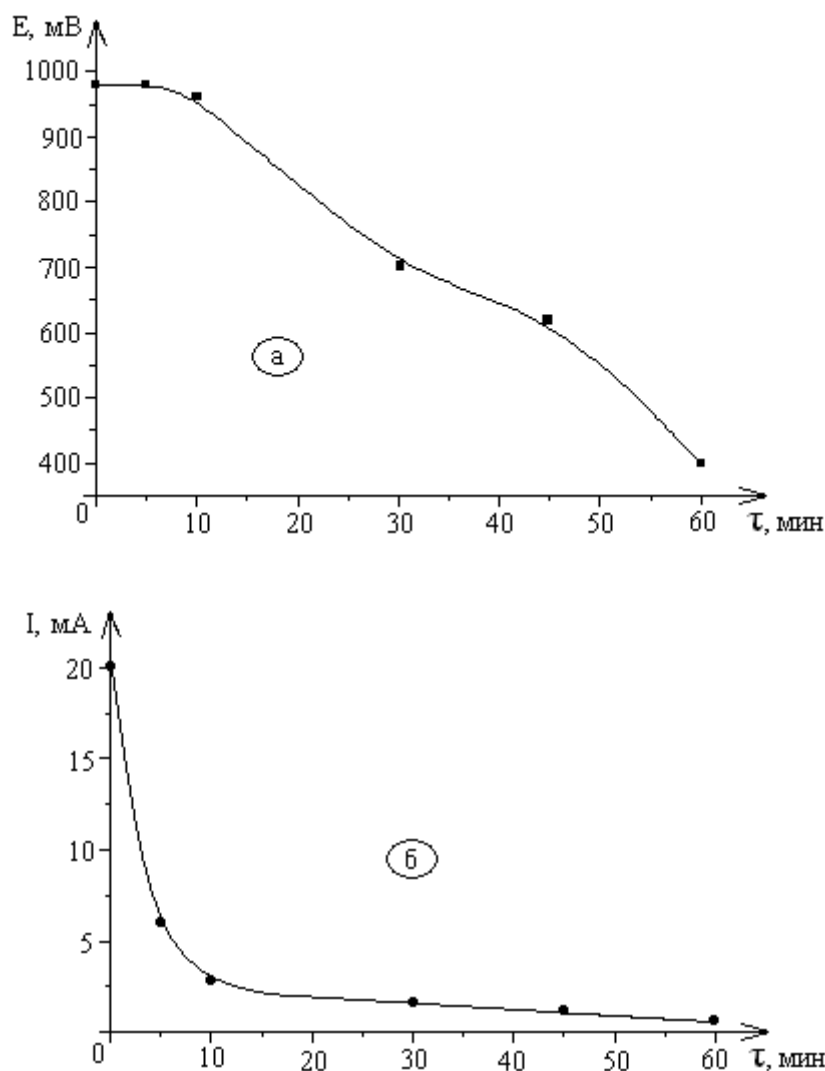


Рисунок 3 – Изменение величины ЭДС (а) и ТКЗ (б) после зарядки ($I=0,78$ А, $E=4,0$ В, $\tau=2$ ч) в гальванической паре «свинец – графит ($\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$)» от продолжительности опыта

На рисунке 3 представлены зависимости значений величин ЭДС (а) и ТКЗ (б) от продолжительности опыта наблюдаемые после зарядки электродов гальванической пары. Соответственно рисунку, после зарядки самое высокое значение ЭДС равно 980 мВ, а максимальное значение ТКЗ равно 20 мА. В течение 1 часа величина ЭДС уменьшается до 400 мВ, а значение ТКЗ до 0,6 мА. Превращение химической энергии в электрическую прекращается в течение 3 суток.

Таким образом, в представляемом нами гальваническом элементе в результате легкообратимых реакций окисления (1) на свинцовом электроде и реакции восстановления и окисления (2) на графитовом электроде превращением химической энергии в электрическую, и наоборот можно создать дешевый и доступный вторичный химический источник тока, который можно применять в лаборатории в качестве химических источников тока - аккумулятора. Установлены максимальные значения ЭДС 980 мВ, и ТКЗ – 20 мА гальванической пары. Таким образом, нами впервые показана возможность создания химического источника тока с применением системы электродов «свинец-графит» в сернокислых растворах.

Источники

- 1 Химический источник тока // Большая Советская энциклопедия. 3-е изд., 1969–1978.
- 2 Дасоян М. А. Химические источники тока: справочное издание. 2-е изд. – Л.: Энергия, 1969. – 587 с.
- 3 Багоцкий В.С., Скундин А.М. Химические источники тока. – М.: Энергоиздат, 1981. – 360 с.
- 4 Коровин Н.В. Новые химические источники тока. – М.: Энергия, 1979. – 194 с.
- 5 Electrochemical Power Sources / Ed. M. Barak. Inst. Elec. Eng., 1980. – 498 p.
- 6 Вайнел Д. В., Аккумуляторные батареи, пер. с англ., 4 изд., М.: Л., 1960; The Primary Battery, ed. G. W. Heise, N. C. Sahoo, v. 1, N. Y. – L., 1971.
- 7 Варыпаев В.Н., Дасоян М.А., Никольский В.А. Химические источники тока. – М.: Высшая школа, 1990. – 240 с.
- 8 Львов А.Л. Химические источники тока // Соросовский Образовательный Журнал. – 1998, № 4. – С. 45-49.
- 9 Романов В.В., Хашев Ю.М. Химические источники тока. – М.: Сов. радио, 1978. – 264 с.
- 10 Lithium batteries: science and technology. Edited by Gholam-Abbas Nazri, Gianfranco Pistoia. Boston- Kluwer Academic Publishers, 2004. – 708 p.
- 11 Мощь альтернативы: литий-воздушные аккумуляторы-новое слово в хранении Энергии // Нанометр. URL: http://www.nanometer.ru/2009/05/28/12434858982414_155668.html (дата обращения: 02.08.2010).
- 12 Шпак И.Г. Химические источники тока. – Саратов: СГТУ, 2003. – 95 с.
- 13 Лебедев О.А. Химические источники тока. – СПб.: ЛЭТИ, 2002. – 55 с.
- 14 Гинделис Я.Е. Химические источники тока (курс лекций). – Саратов: Изд-во Саратовского ун-та, 1984. – 174 с.
- 15 Ковалев В.З. Химические источники тока. – Омск: Изд-во ОмГТУ, 2005. – 66 с.
- 16 Кромптон Т. Первичные источники тока. – М.: Мир, 1986. – 326 с.
- 17 Абакумова Ю.П. . Химические источники тока. – СПб: СПбГУПС, 2004. – 26 с.
- 18 Томилин А.Н. Мир электричества. – М.: Дрофа, 2004. – 304 с.

Изучение физико-химических и флотационных свойств полифункциональных реагентов

Билялова С.М., Ержанова Ж.А.

(АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)

Приведены результаты, что композиционный аэрофлот на пирите обладает наименьшей величиной предельной адсорбции, которая в 2,6 раза ниже величины предельной адсорбции БКс на пирите. ТС-1000 обладает наибольшим сродством к халькопириту, который в 1,9 раза больше сродства бутилового ксантогената к халькопириту. Установлено, что композиционный аэрофлот на поверхности пирита обладает наименьшей скоростью адсорбции, ТС-1000 на поверхности халькопирита обладает наибольшей скоростью адсорбции. На пирите композиционный аэрофлот обладает наибольшей кажущейся (экспериментальной) энергией активации, которая значительно больше энергии активации бутиловогоксантогената на пирите.

Ключевые слова: флотация, пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, тионокарбамат, аэрофлот, ксантогенаты, константы скорости адсорбции, смачиваемость, поверхностное натяжение.

С применением флотации в настоящее время перерабатывают сотни миллионов тонн в год различных типов горнорудного сырья.

Синтез и применение новых флотационных реагентов направлены на замену токсичных реагентов на нетоксичные или менее токсичные; изыскание более селективно-действующих собирателей, пенообразователей, реагентов модификаторов, а также реагентов, хорошо разрушающихся при химической или термической обработке. Наиболее важным типом флотореагентов являются собиратели, поскольку они обеспечивают полноту извлечения минералов и качество концентратов. Поскольку необходимый ассортимент флотореагентов обуславливает не только технико-экономические показатели и возможности флотационного процесса, но и в большой степени обеспечивает в кризисных ситуациях безопасность страны, поэтому важным является не только существующая ситуация с производством реагентов в стране, но и развитие исследовательских работ в области флотореагентов, направленных на расширение ассортимента и создание новых более эффективных флотореагентов, что и является предметом отчета.

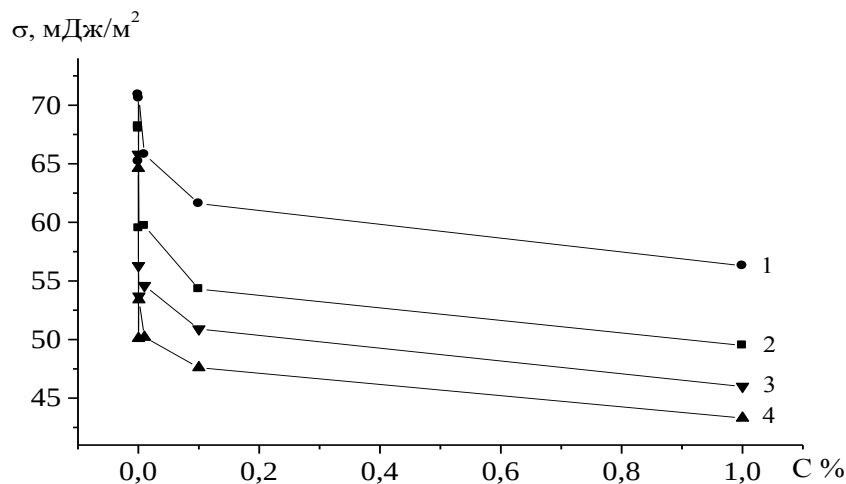
Несколько новых реагентов из многочисленных комбинаций с тремя важнейшими донорными атомами (S, N и O) в основной группе связей, в том числе несколько комплексообразователей, были опробованы в качестве собирателей и полученные результаты активно обсуждались в многочисленных книгах и обзорных статьях [1, 4].

В качестве предлагаемого полифункционального реагента выбран селективный собиратель, состоящий из смесей композиционного аэрофлота, N-аллил-о-изобутилтионокарбамата (ТС-1000) и бутилового ксантогената.

Изучено поверхностное натяжение (σ) растворов бутилового ксантогената (БКс), аллил-о-изобутилтионокарбамата (ТС-1000), композиционного аэрофлота и полифункционального реагента – смеси предыдущих реагентов в соотношении 1:1:2 в зависимости от их концентрации и pH среды.

В данной работе для оценки поверхностной активности синтезированных флотореагентов были измерены их поверхностные натяжения на границе вода-воздух. Измерение поверхностного натяжения указанных реагентов проводилось методом пластины Вильгельми.

При этом происходит монотонное уменьшение поверхностного натяжения водных растворов в зависимости от их концентрации. Следует отметить, что наибольшей поверхностной активностью на границе раздела фаз вода-воздух обладает композиционный аэрофлот (рисунок 1).



1 – бутиловый ксантогенат, 2 – ТС 1000, 3 – полифункциональный реагент, 4 – композиционный аэрофлот

Рисунок 1 – Зависимость поверхностного натяжения эмульсии водных растворов от их концентрации

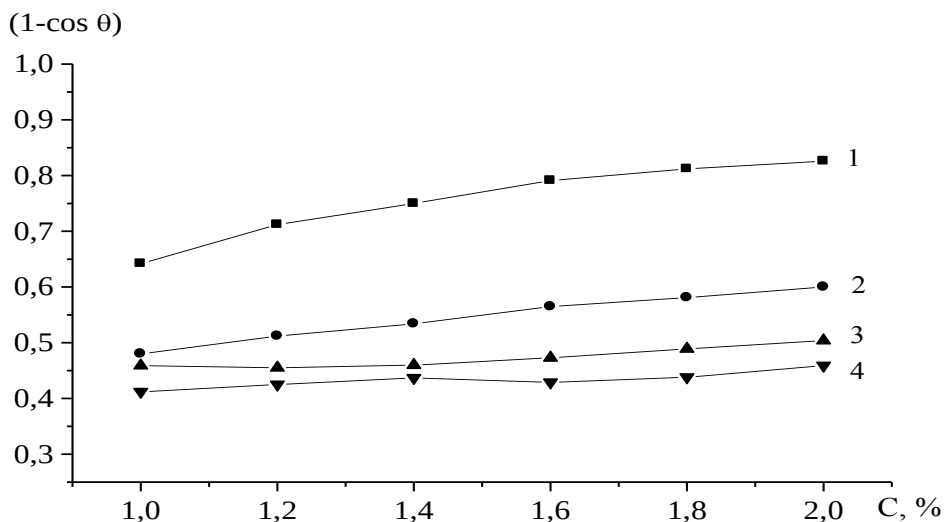
Это говорит о том, что этот реагент наряду с собирательной способностью, в отличие от других собирателей, проявляет пенообразующие свойства. Кроме того, как видно из этого рисунка полифункциональный реагент по сравнению с бутиловым ксантогенатом и ТС-1000 более сильно снижает поверхностное натяжение.

Для оценки изменения степени гидрофобности минералов при применении водных растворов бутилового ксантогената (БКс), аллил-о-изобутилтионокарбамата (ТС-1000), композиционного аэрофлота и полифункционального реагента (соотношение 1:1:2) при pH 6, 8, 10 были проведены измерения краевых углов смачивания на шлифах мономинералов.

На рисунках 2, 3 представлены зависимость флотуемости галенита и пирита от концентрации сульфгидрильных собирателей и при разных pH.

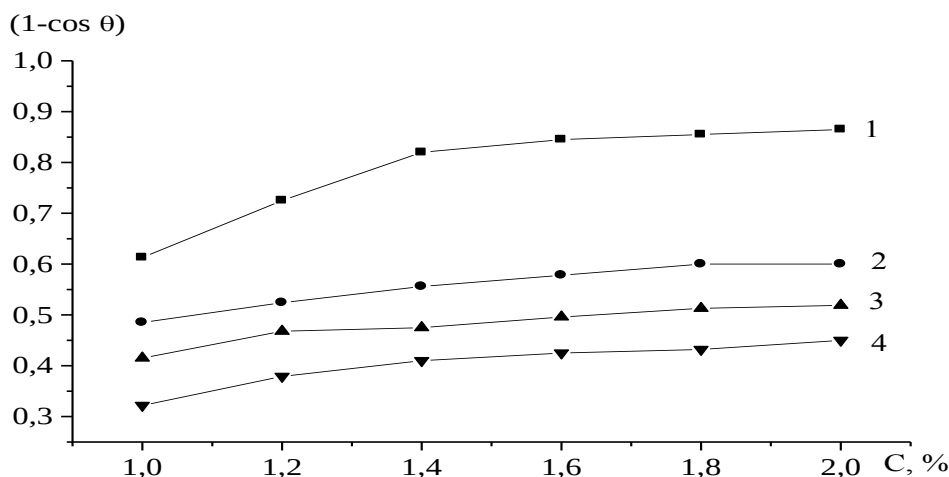
Наиболее сильными собирательными свойствами по отношению к галениту обладает полифункциональный реагент.

Известно [5, 6], что собирательное действие ксантогенатов повышается с удлинением углеводородного радикала. Полученные экспериментальные данные соответствуют этой закономерности. Исходя из полученных экспериментальных данных, наименее флотурующими по отношению к галениту являются следующие сульфгидрильные собиратели: композиционный аэрофлот и бутиловый ксантогенат. По сравнению с бутиловым ксантогенатом при одинаковом их расходе и pH ТС-1000 обладает наибольшей адсорбцией на галените. На рисунках приведены значения меры флотуемости растворов сульфгидрильных реагентов при разных концентрациях и pH.



1 – полифункциональный реагент соотношение 1:1:2; 2-ТС-1000; 3 – бутиловый ксантогенат; 4 – композиционный аэрофлот

Рисунок 2 – Зависимость флотуемости галенита от концентрации сульфгидрильных собирателей

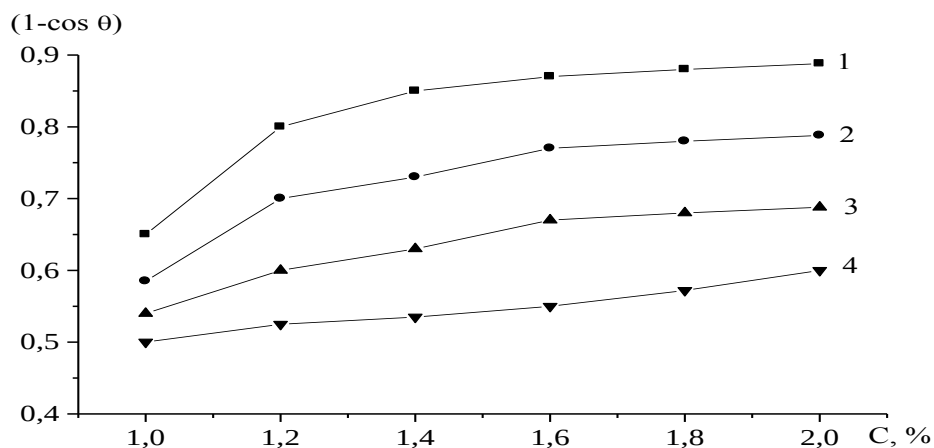


1 – полифункциональный реагент соотношение 1:1:2; 2 – ТС-1000; 3 – бутиловый ксантогенат; 4 – композиционный аэрофлот

Рисунок 3 – Зависимость флотуемости пирита от концентрации сульфгидрильных собирателей

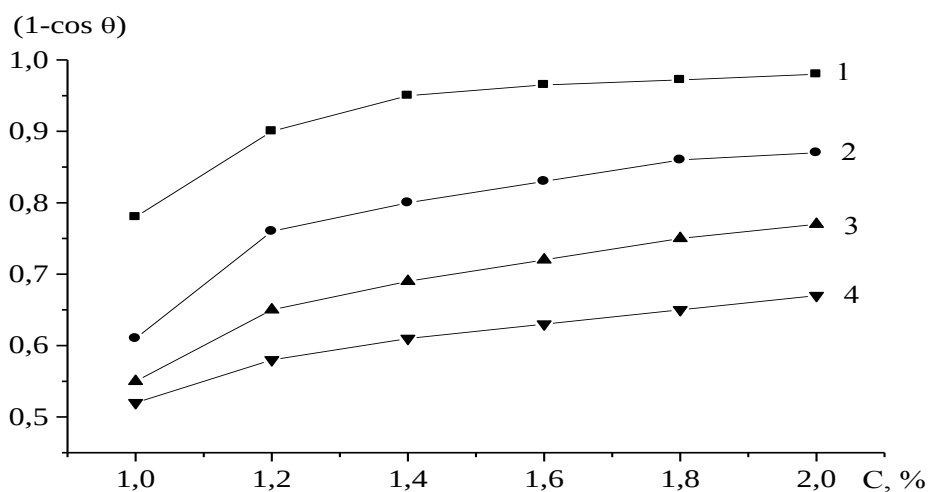
Показано, что раствор полифункционального реагента улучшает флотуемость галенита (рисунок 2), и пирита только при pH 6-8 (рисунок 3). По сравнению с предыдущими результатами при pH-8 флотуемость реагентов практически не изменяется.

На рисунках (4, 5) приведены значения адсорбции при разных концентрациях и при разных pH. Наибольшей флотационной активностью по отношению ко всем исследованным собирателям обладает халькопирит, а наименьшей – пирит. Для сульфида железа характерна и меньшая степень переноса заряда в сопряженных парах.



1 – полифункциональный реагент (соотношение 1:1:2); 2 – ТС-1000; 3 – бутиловый ксантогенат; 4 – композиционный аэрофлот

Рисунок 4 – Зависимость флотуемости неактивированного сфалерита от концентрации сульфгидрильных собирателей



1 – полифункциональный реагент (соотношение 1:1:2); 2 – ТС-1000; 3 – бутиловый ксантогенат; 4 – композиционный аэрофлот

Рисунок 5 – Зависимость флотуемости халькопирита от концентрации сульфгидрильных собирателей

Показано, что наиболее сильными собирательными свойствами по отношению к исследуемым минералам обладает полифункциональный реагент. Таким образом, на основе комплексных исследований выбран селективный собиратель «полифункциональный реагент» состоящий из смеси бутилового ксантогената, ТС-1000 и композиционного аэрофлота в соотношении 1:1:2, обладающий низкой флотационной активностью по отношению к пириту, но обеспечивающий высокое извлечение халькопирита, галенита и неактивированного сфалерита.

Источники

- 1 Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. – 3-е изд. – М.: МГГУ, 2008. – 670 с.
- 2 Abramov A.A., Onal G. Requirements of theory and technology to the surface state of minerals // Proceedings of the X International Mineral Processing Symposium, Izmir (Turkey), September 2004. – P. 251-263.
- 3 Abramov A.A. // Proc. IX IMPC. Pt III. – Praha, 1970. – P. 93-96.
- 4 Abramov A.A. // Proc. VI IMPS. Changing Scopes in Mineral Processing //ed. M. Kemal, V. Arslan, A. Akar, M. Canbazoglu. – Rotterdam: Balkema, 1996. – P. 181-186.
- 5 Lui G., Zhong Ê, Dai O. // Miner. Metal l. Process. – 2008. – Vol.25, №1. – P. 19.
- 6 Плаксин И.Н. Избранные труды. Обогащение полезных ископаемых. – М.: Наука, 1970. – С. 13-18.

Пористые пеносиликатные материалы для теплоизоляции зданий и сооружений

*Гайшун В.Е.¹, Ефремова С.В.², Коваленко Д.Л.¹, Косенок Я.А.¹,
Ковалевич М.А.¹, Москвичёв М.И.¹*

(¹УО «Гомельский государственный университет им. Ф. Скорины», г. Гомель, Беларусь, ²РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан)

Предлагается методика получения пористых силикатных материалов на основе техногенного и природного кремнесодержащего сырья, позволяющих обеспечить энергосбережение в зданиях и сооружениях и их эксплуатационную надежность.

Ключевые слова: пеносиликатные материалы, диоксид кремния, аэросил, трепел, кремнеуглерод.

Современные требования по энергосбережению и долговечности промышленных и жилых зданий требуют новых подходов к разработке и выбору строительных материалов, технологий и инженерного обеспечения жилых домов. Существующая база промышленности строительных материалов нуждается в значительной модернизации, направленной на создание новых видов строительных материалов и изделий, применение новых технологий, позволяющих строить доступное и качественное жилье.

В производстве строительных материалов потребляется значительное количество природных минеральных ресурсов, на переработку которых требуется большое количество энергоресурсов. В связи с постоянным повышением стоимости последних актуальным является снижение энергозатрат как в производстве эффективных строительных материалов, так и при эксплуатации зданий.

Наиболее действенным способом повышения энергоэффективности зданий и инженерных сооружений является применение конструкционных решений с использованием теплоизоляционных материалов. Сегодня необходимы новые материалы и изделия, а также строительные системы с их применением, которые отвечают требованиям по прочности, долговечности, теплозащите и одновременно являются экономически эффективными. Использование техногенного сырья позволяет расширить сырьевые источники для производства перспективных теплоизоляционных строительных материалов и решить проблемы экологической безопасности.

Работы ученых и практиков в области создания теплозащитных материалов условно можно разделить на два направления: создание теплоизоляционных материалов на органической и неорганической основе.

К утеплителям на неорганической основе относятся волокнистые теплоизоляционные материалы из минерального сырья и стекловолокна [1]. Но они обладают рядом недостатков: ограниченный срок эксплуатации, низкая температуро- и водостойкость, присутствие в составе вредных веществ. Повысить термостойкость, водостойкость и улучшить другие важные характеристики такого рода материалов можно, используя в качестве основного сырья кремнезем природного и техногенного происхождения.

Вторую группу теплоизоляционных материалов на органической основе составляют пенополистирол, в том числе вспененный, пенополиуретаны, фенолформальдегидные и карбомидформальдегидные пенопласты. Они имеют хорошие теплофизические свойства и низкую плотность. Многие из них эластичны. Однако температуроустойчивость этих материалов, как правило, находится в диапазоне от -50 °С до +200 °С. При более высоких температурах они подвержены термостарению и сгорают с выделением высокотоксичных веществ. Ряд рассматриваемых теплоизоляционных материалов (пеностекло, газостекло и др.) имеют очень высокую

стоимость, что, вопреки положительным характеристикам, часто является сдерживающим фактором их широкого применения.

Несмотря на немалый ассортимент созданных для строительства изделий, нет универсальных теплоизоляционных материалов, которые бы отвечали всем современным требованиям промышленного и гражданского строительства, т.е. обладали бы высокой термостойкостью и огнестойкостью, низкой теплопроводностью и хорошими водоотталкивающими свойствами. В связи с этим разработка новых недорогих огнестойких экологически чистых теплоизоляционных материалов является весьма актуальной.

В Проблемной научно-исследовательской лаборатории Гомельского государственного университета разработаны новые негорючие легковесные теплоизоляционные пеносиликатные материалы, предназначенные для эффективной защиты промышленных и бытовых помещений, коммуникационных линий, электро- и газонагревательных приборов от теплообмена с окружающей средой [2].

Композиция для изготовления теплоизоляционного материала на неорганической основе содержит жидкое стекло, диоксид кремния и различные добавки, такие как графит и бура.

Для проведения исследований использовали жидкое стекло с плотностью $1,42 \text{ г/см}^3$. Жидкое стекло с более низкой плотностью способствует разжижению смеси и увеличению времени сушки материала.

В качестве диоксида кремния применяли пирогенный кремнезём (аэросил) различных марок с размером частиц 5-40 нм. Аэросил - порошок аморфного диоксида кремния, состоящий из сферических частиц коллоидных размеров с высокой удельной поверхностью. Аэросилы получают при высокой температуре методом окисления соединений кремния, таких как SiCl_4 , SiBr_4 , CH_3SiCl_3 , $(\text{CH}_3)_6\text{SiO}_2$ и др., в парообразном состоянии в токе кислорода или углеводородном пламени [3]. На рисунке 1 представлена структура гидрофильной частицы аэросила.

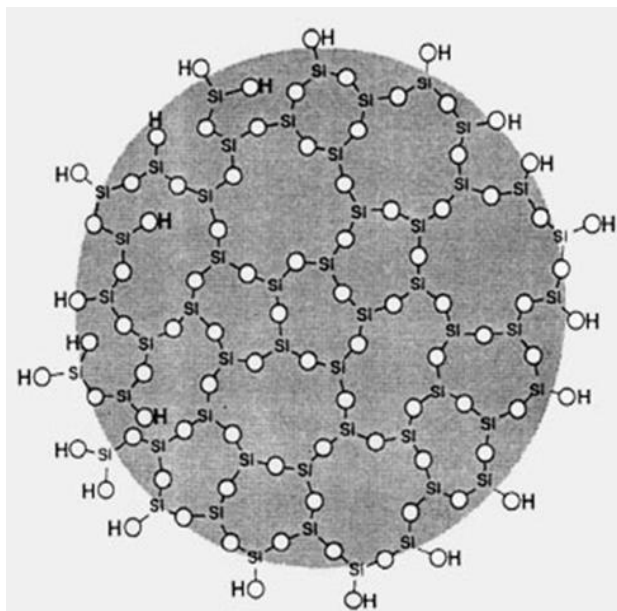


Рисунок 1 – Структура гидрофильной частицы аэросила [3]

Типичные свойства использованных в экспериментах марок аэросила производства компании ЭвоникИндастриз АГ (Германия) приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав и физические свойства аэросилов

Показатель	Марка аэросила	
	Aerosil 90	ОХ-50
Внешний вид	рыхлый белый порошок	
Удельная поверхность (БЭТ), м ² /г	90±15	50±15
Средний размер частиц, нм	20	40
Массовая доля SiO ₂ , %	>99,8	>99,8
Массовая доля Fe ₂ O ₃ , %, не более	0,003	0,01
Массовая доля Al ₂ O ₃ , %, не более	0,05	0,08
Массовая доля TiO ₂ , %, не более	0,03	0,03
рН (в 4%-ой водной дисперсии)	3,6-4,3	3,8-4,8
Массовая доля соляной кислоты (HCl), %, не более	0,025	0,025
Массовая доля влаги, %, не более	1,0	1,5
Потери в массе при прокаливании, %, не более	1,0	1,0
Насыпная плотность, г/л	80	130
Массовая доля крупных частиц (грита), %, не более	0,05	0,2

В создании пористых теплоизоляционных материалов методом вспенивания вместо аэросила также использовали трепел.

Трепел представляет собой тонкопористую осадочную породу, рыхлую или слабо сцементированную, очень лёгкую. Он состоит из аморфного кремнезема (до 80 % SiO₂), почти лишён органических остатков [4]. Сложен преимущественно мелкими сферическими опаловыми, иногда халцедоновыми глобулями размером 0,01- 0,001 мм. Обычно в небольшом количестве содержит глинистое вещество, зёрна глауконита, кварца, полевых шпатов. Цвет от белого и сероватого до бурого, красного и чёрного. Средняя плотность трепелов в зависимости от месторождения колеблется от 2 г/см³ до 3 г/см³, пористость составляет 60,2-64 %. Залежи трепела встречаются среди морских отложений мела, реже – среди палеогеновых и каменноугольных. Трепел используется в производстве строительных материалов, например, в цементной промышленности в качестве активных минеральных добавок, которые устраняют вредное влияние гидрата оксида кальция, переводя его в труднорастворимые в воде гидросиликаты кальция. Он идет на изготовление легковесного кирпича, применяемого для кладки наружных стен зданий и устройства внутренних перегородок, находит применение в производстве легких и ячеистых бетонов. В измельченном виде обожженный трепел используется для засыпки перекрытий сводов печей, изоляции ледников и утепления стен.

Процесс получения вспененного теплоизоляционного материала состоит из нескольких этапов.

Первый этап – это приготовление однородной смеси из жидкого стекла и аэросила или трепела при следующем процентном соотношении компонентов: жидкое стекло (ЖС) – 80-90 масс.%, аэросил (А) или трепел (Т) – 10-20 масс. %. С целью улучшения свойств получаемых материалов в исходный состав сырьевой смеси добавляли неорганические добавки: буру (натрий тетраборнокислый Na₂B₄O₇·10H₂O) и графит. Бура, вводимая в количестве 2-3 масс.%, способствует образованию мелких пор и равномерному их распределению по всему объему, препятствуя образованию больших пустот в образце. Графит в количестве 0,5-1 масс.% значительно увеличивает прочностные свойства образца.

Все компоненты тщательно перемешивали и приготовленную смесь помещали в термошкаф с температурой 60 °С. Содержащийся в смеси SiO_2 растворялся в щелочи с образованием кремниевой кислоты, которая подвергалась полимеризации. Полимеризация кремниевой кислоты сопровождается переходом от цепочной структуры к слоистой, а затем к образованию каркасной трехмерной сетки. В результате наблюдается отверждение смеси. Формирование крупных частиц поликремниевой кислоты происходит с захватом молекул воды, часть которой находится в химически связанном состоянии, а часть в - адсорбированном. Время отверждения смеси в зависимости от вида использованного кремнезема составляло около 10-15 часов. После отверждения полученную массу извлекали из термошкафа, разбивали, растирали и просеивали для выделения нужной фракции.

На следующем этапе частицы выбранного размера засыпали в форму и помещали в муфельную печь с температурой 300-500 °С. В процессе термообработки вода закипает и испаряется (всего теряется ~40% от ее содержания в массе), посредством чего в материале образуются поры, и он вспенивается. При этом происходит спекание частиц, что приводит к развитию процесса отверждения. По истечении 10-30 минут готовый пористый материал вынимали из муфельной печи. Используя различные формы для проведения процесса вспенивания можно получать пористый материал необходимой формы (в виде пластины, цилиндра, диска и др.). Внешний вид полученных образцов пеносиликатных теплоизоляционных материалов представлен на рисунке 2.



Рисунок 2– Внешний вид пеносиликатных теплоизоляционных материалов

Образцы вспененного в формах материала имели плотность от 0,2 г/см³ до 0,4 г/см³ с коэффициентом теплопроводности 0,06-0,10 Вт/(м·К). Особо следует отметить стойкость образцов зернистого силикатного продукта из трепела к воздействию воды по сравнению с аналогичными образцами из аэросила. Вероятно, наличие в трепеле кальцита способствует повышению прочностных свойств пористого материала. Свойства пеносиликатных материалов на основе аэросила и трепела представлены в таблицах 2 и 3.

Полученный пористый пеносиликатный материал обеспечивает повышение теплоизоляционных свойств ограждающих конструкций; экологически безопасен; биологически устойчив; не подвергается порче грызунами; в процессе эксплуатации не стареет, не подвергается деструкции; не горюч.

Таблица 2 – Свойства пеносиликатных материалов на основе аэросила

Компоненты смеси	Содержание, масс. %	Плотность, г/см ³	Коэффициент теплопроводности, Вт/(м·К)	Диаметр пор, мм
ЖС+А+Na ₂ B ₂ O ₇	87,4+9,7+2,9	0,189	0,044	0,1-0,5
ЖС+ +А+Na ₂ B ₂ O ₇ +С	87,0+9,7+2,8+0,5	0,216	0,073	0,1-1

Таблица 3 – Свойства пеносиликатных материалов на основе трепела

Компоненты смеси	Содержание, масс. %	Плотность, г/см ³	Коэффициент теплопроводности, Вт/(м·К)	Диаметр пор, мм
ЖС+Т	83+17	0,21	0,08	0,6-1,0
ЖС+Т	81,5+18,5	0,25	0,08	0,3-0,7
ЖС+Т	80+20	0,30	0,10	0,5-1,0
ЖС+Т	75+25	0,33	0,11	0,5-1,2
ЖС+Т	71+29	0,41	0,12	0,3-0,9
ЖС+Т+Na ₂ B ₂ O ₇	78,89+21,1+0,01	0,40	0,17	0,2-0,7

Для производства теплоизоляционного материала по разработанной технологии представляется перспективным использование кремнеуглеродного композита (кремнеуглерода, КУ), полученного в процессе термообработки рисовой шелухи по разработанной в лаборатории кремнеуглеродных композитов Национального центра по комплексной переработке минерального сырья технологии [5].

Кремнеуглерод – легкий зернистый материал (рисунок 3), состоящий в основном из частиц диоксида кремния (35-40 масс.%) и углерода (50-52 масс. %). Варьируя режимные параметры получения кремнеуглерода, можно изменять его количественный состав в сторону увеличения содержания диоксида кремния выше 75 масс.%.

**Рисунок 3 – Внешний вид кремнеуглерода из рисовой шелухи**

При электронно-микроскопическом изучении кремнеуглерода установлено, что большая часть вещества представлена пластинчатыми образованиями и крупными удлиненными частицами (рисунок 4). Встречаются трубчатые образования, представленные волокнами и свернутыми в трубки пленками (рисунок 4, и, м), а также агрегаты частиц размером от 25 до 80 нм (рисунок 4, к). Частицы (рисунок 4, ж) имеют пористую поверхность (размер пор 10-30 нм), однако по характеру пор можно говорить об их образовании во время наблюдения под вакуумом.

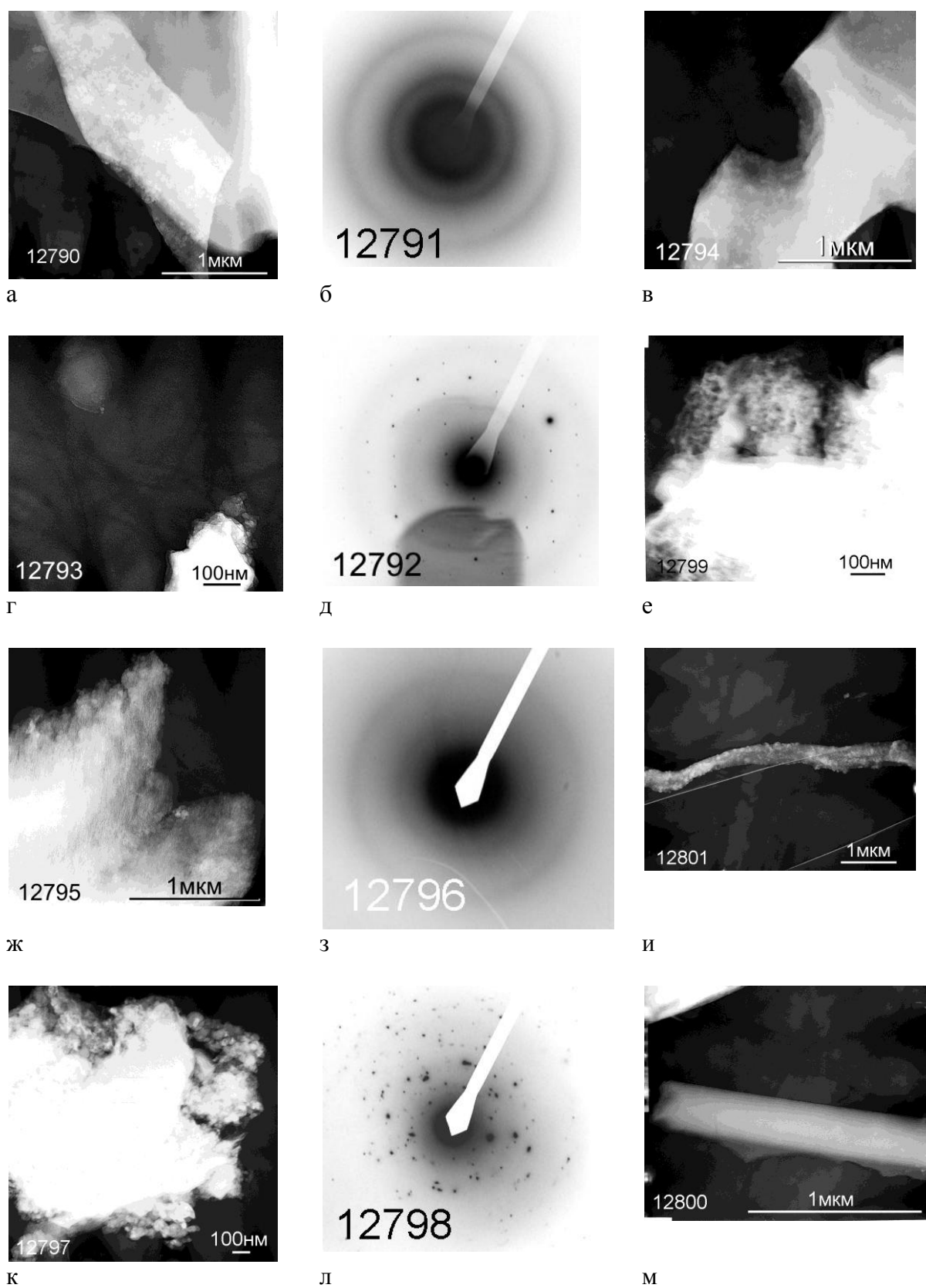


Рисунок 4 – Электронные микрофотографии и микродифракционные картины кремнеуглерода

Углеродное вещество для пучка электронов, используемого для микродифракционных исследований, в подавляющем большинстве аморфизировано (рассчитаны наборы межплоскостных расстояний: 0,353; 0,205 нм – негатив № 12791 от № 12790; 0,346 нм – негатив № 12796 от № 12795; 0,372; 0,205 нм – негатив № 12798 от № 12797).

В незначительном количестве присутствуют микрокристаллики, по-видимому, кремнесодержащего соединения, дающие точечные рефлексы на электронограммах (рисунок 4, д).

Характеристики поверхности и пористой структуры кремнеуглерода (удельная поверхность, суммарный объем пор, преимущественный радиус пор), установленные по методу БЭТ на приборе «NOVA 2200», Quantochrome, а также используя методы математического описания физической адсорбции – метод DFT (DensityFunctionalTheory), BJH (Barrett-Joyner-Halenda), приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Характеристика поверхности и пористой структуры кремнеуглерода

Образец	Удельная поверхность, м ² /г			Объем сорбирующих пор, см ³ /г			Преимущественный радиус пор, нм		
	по БЭТ	по BJH	по DFT	об- щий	по BJH	по DFT	сред- ний	по BJH	по DFT
КУ	132,2	19,3	140,6	0,104	0,036	0,094	1,59	1,71	1,22

Кремнеуглерод имеет низкую теплопроводность и в качестве наполнителя повышает прочностные характеристики эластомерных и углеродных композиционных материалов и изделий [6].

Разработка составов и технологии изготовления вспененных силикатных и пеностеклокерамических материалов на основе кремнеуглерода из рисовой шелухи обеспечит возможность производства новых теплоизоляционных материалов для промышленного и гражданского строительства.

Источники

- 1 Сухарев М.Ф. Производство теплоизоляционных материалов / М.Ф. Сухарев, И.М. Майзель, В.Г. Сандлер. – М.: Высшая школа, 1981. – 231 с.
- 2 Гайшун В.Е. Негорючие пористые пеносиликатные материалы на основе природного микрокремнезема для теплоизоляции зданий и сооружений / Гайшун В.Е. [и др.]. – Минск: УП «Промбытсервис», 2013. – 230 с.
- 3 Подденежный Е.Н. Золь-гель синтез оптического кварцевого стекла / Е.Н. Подденежный, А.А. Бойко. – Гомель: Учреждение образования «ГГТУ им. П.О.Сухого», 2002. – 210 с.
- 4 Горная энциклопедия / А.Е. Козловский [и др.]; под ред. А.Е. Козловского. – М.: Советская энциклопедия, 1991. – 361 с.
- 5 Ефремова С.В. Физико-химические основы и технология термической переработки рисовой шелухи. – Алматы, 2011. – 150 с.
- 6 Ефремова С.В., Сухарников Ю.И., Жарменов А.А., Бунчук Л.В. Переработка рисовой шелухи с получением новых материалов полифункционального назначения // Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения. – Алматы, 2008. – Т. 10. – С. 243-277.

Оценка возможности получения медьсодержащего промпродукта из хвостов Жезказганской обогатительной фабрики

*Дюсенова С.Б., Абдыкирова Г.Ж., Шажалиев М.Т., Тойланбай Г.А., Закиев А.Н.
(АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)*

Проведены исследования хвостов на электронно-зондовом микроанализаторе, которые показали, что медь находится в виде сростков и включений с нерудными минералами и основное его количество находится в классе +0,074 мм. Для доизвлечения меди и серебра из крупных фракций наиболее перспективным считается технология с предварительной классификацией хвостов, последующим измельчением песковой фракции и флотацией.

Ключевые слова: крупность измельчения, электронно-зондовый микроанализатор, флотация.

В данной работе рассматривается возможность получения медьсодержащего промпродукта из хвостов Жезказганской обогатительной фабрики. Хвосты ЖОФ – 1,2 представляют собой материал крупностью –0,1 мм и характеризуются сложным вещественным составом. Содержание меди в хвостах составляет ~0,11%, серебра ~3,16г/т.

Гранулометрическая характеристика исследуемого продукта лежалых хвостов ЖОФ-1,2 приведена в таблице 1.

Таблица 1 – Распределение меди и серебра по классам крупности лежалых хвостов ЖОФ-1,2

Наименование продукта	Выход	Содержание		Извлечение	
	%	Cu	Ag	Cu	Ag
+0,4	2,16	0,16	4,75	3,3	3,25
-0,4+0,2	28,8	0,16	4,76	43,8	43,37
-0,2 + 0,071	64,9	0,08	2,44	49,36	50,11
-0,071 + 0,0	4,14	0,09	2,5	3,54	3,27
	100,0	0,11	3,16	100,0	100

Полученные результаты распределения меди и серебра по классам крупности лежалых хвостов ЖОФ-1,2 указывают на то, что основное количество меди сосредоточено в классе крупности +0,071 мм с выходом 96,46%. В классе -0,071 +0,0мм содержание меди составляет ~0,09% и серебра ~2,5г/т.

Проведен рентгенофазовый анализ на полуколичественной основе проводился по дифрактограммам порошковых проб с применением метода равных навесок и искусственных смесей. Определялись количественные соотношения кристаллических фаз (таблица 2).

Таблица 2 – Результаты рентгенофазового анализа хвостов

Compound Name	Formula	S-Q
Quartz	SiO ₂	78
Albite, ordered	NaAlSi ₃ O ₈	6.8
Glauconite	(K,Na)(Fe+3,Al,Mg) ₂ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₂	5
Calcite, syn	CaCO ₃	3.7
Clinocllore-1MIIb	(Mg,Al,Fe) ₆ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₈	3.7
Muscovite-1M, syn	KAl ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	2.7

По результатам анализа установлено, что основными породобразующими минералами являются кварц -78%, альбит-6,8%, кальцит-3,7%, мусковит-2,7%, медные минералы и др.

Исследование под микроскопом показало, что медные минералы составляют десятые доли процента и представлены халькопиритом, халькозином, ковеллином и борнитом. На электронно-зондовом микроанализаторе аншлиф просканирован с фиксацией рудных и породобразующих минералов с определением их состава.

Халькозин в отраженном свете белый, с умеренной отражательной способностью (рисунок 1). Встречается в виде включений в нерудных минералах. Форма зерен неправильная с извилистыми ограничениями. Состав его следующий (%): Cu – 73.39-74.78; S – 25.22-25.62.

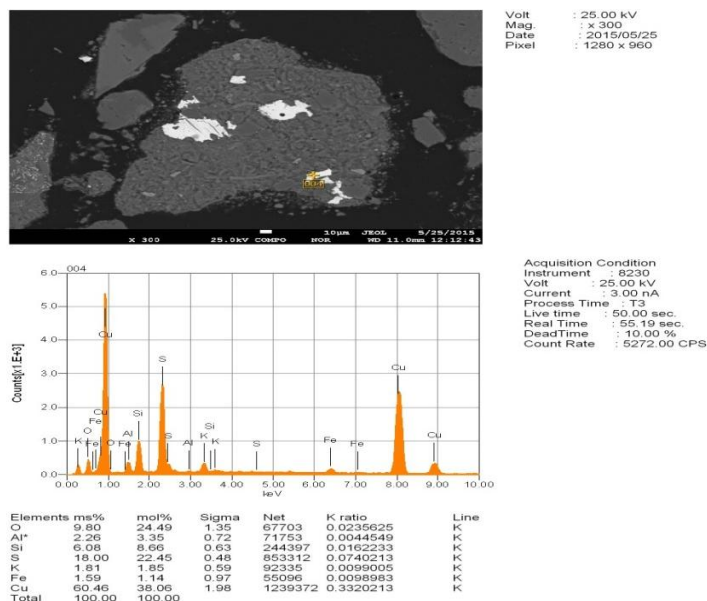


Рисунок 1 – Вкрапления халькозина в полевом шпате выполнены на электронно-зондовом микроанализаторе

Халькопирит присутствует в виде свободных зерен и включений в нерудной массе. Свойства его обычны. Он обладает характерным латунно-желтым цветом, высокой отражательной способностью. Состав его следующий (%): Cu – 34–35; Fe – 30–31; 34–35.

Борнит встречается в виде сростков и включений в нерудных минералах. В отраженном свете он коричневато-розовый, изотропный. Форма зерен неправильная.

Анализ на электронно-зондовом микроанализаторе показал, что количественные соотношения минералов примерно одинаковые с небольшим преобладанием халькопирита и халькозина. Размеры рудных минералов составляют от тысячных до 0,04-0,07 мм в поперечном сечении. Находятся они в виде свободных зерен, но чаще в виде включений в нерудных минералах.

На основании проведенных исследований для доизвлечения меди серебра из крупных фракций наиболее перспективным считается технология с предварительной классификацией хвостов, последующим измельчением песковой фракции и флотацией.

Нами в лабораторных условиях для извлечения меди из хвостов была проведена отработка технологических режимов флотации лежалых хвостов Жезказганской обогатительной фабрики с применением реагентов, используемых на обогатительных фабриках. Отработка режима флотации проводилась с применением реагентов: сернистого натрия, керосина, бутилового ксантогената натрия, пенообразователя Т-90 и ОПСБ.

Результаты опытов по выбору оптимальной крупности измельчения хвостов указывают на то, что с повышением времени измельчения хвостов выход класса - 0,074+0 мм повышается (рисунок 2).

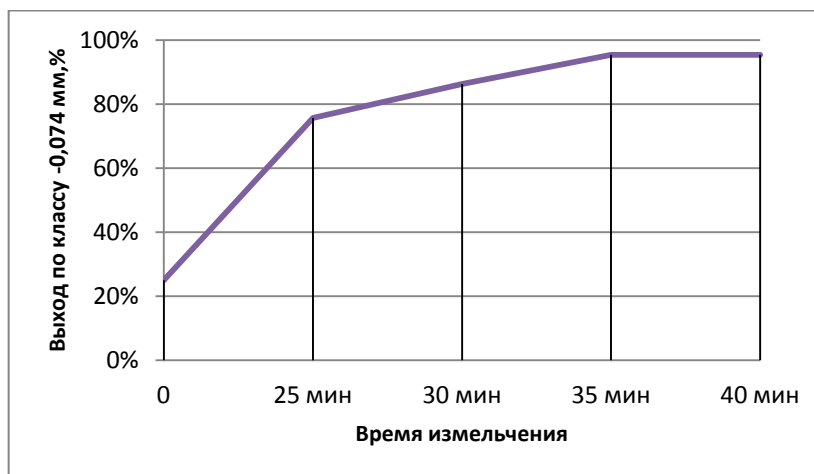


Рисунок 2 – Кинетическая кривая измельчаемости хвостов ЖОФ-1,2

Результаты опытов по выбору оптимальной крупности измельчения хвостов указывают на то, что с повышением тонины помола до 90 % по классу минус 0,074 мм извлечение меди в концентрат возрастает. При конечной крупности измельчения хвостов 90,0% -0,074 мм по схеме, включающей основную и контрольную флотации возможно получение отвальных хвостов с содержанием менее 0,04 %.

Проведена работа по определению оптимальных технологических параметров флотации медьсодержащих хвостов Жезказганской обогатительной фабрики по флотационной схеме, включающей основную, контрольную и три перечистки концентрата основной и контрольной флотации. В таблице 3 приведены результаты по флотации лежалых хвостов Жезказганской медной обогатительной фабрики и оптимальный реагентный режим флотации.

Таблица 3 – Результаты флотации лежалых хвостов Жезказганской медной обогатительной фабрики

Наименование продуктов	Выход,%	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	Ag	Cu	Ag
	Эксперимент (без применения ОПСБ)				
Реагентный режим флотации	Измельчение-85-90% кл.-0,074+0мм; Реагенты: Na ₂ S -2,7%- 500 г/т, керосин-100%- 150 г/т, бутиловый ксантогенат-0,5%-150 г/т, Т-90-0,5%-60 г/т, плотность пульпы-30% тв, время флотации: основ фл- 19 мин, контр.фл.-10 мин, перечистки (1-3) –6,5,4 мин, соответственно				
Черн. Cu конц-т	0,7	8,85	148	61,4	28,52
Пр.пр. 1	15,23	0,0152	6,62	2,29	27,76
Пр.пр. 2	5,85	0,075	11,2	4,35	18,04
Пр.пр. 3	1,2	0,12	20	1,43	6,60
Отв. хвосты	77,02	0,04	0,9	30,53	19,08
Исх. хвосты	100	0,099	3,752	100	100

Продолжение таблицы 3

Наименование продуктов	Выход,%	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	Ag	Cu	Ag
	Эксперимент (с применением ОПСБ)				
Реагентный режим флотации	Измельчение-85-90% кл.-0,074+0мм; Реагенты: Na ₂ S -2,7%- 500 г/т, Керосин-100%- 150 г/т, Бутиловый ксантогенат-0,5%-150 г/т, Т-90-0,5%-60 г/т, ОПСБ-0,1%-30 г/т, Плотность пульпы-30% тв, Время флотации: основ фл- 19 мин, контр.фл.-10 мин, Перечистки (1-3) –6,5,4 мин, соответственно				
Черн. Сиконц-т	0,89	9,45	148	83,25	30,09
Пр.пр. 1	11,99	0,045	6,62	5,34	18,13
Пр.пр. 2	6,25	0,053	11,2	3,28	15,99
Пр.пр. 3	4,39	0,1	20	4,35	20,06
Отв. хвосты	76,48	0,005	0,9	3,78	15,73
Исх. хвосты	100,0	0,07	3,08	100,0	100,0

Результаты флотационного обогащения исходных хвостов Жезказганской обогатительной фабрики (таблица 3) показывают, что по схеме, включающей основную, контрольную и три перечистки концентрата основной и контрольной флотации с использованием реагентов: Na₂S, керосин, бутиловый ксантогенат, Т-90, ОПСБ, возможно получение черного медного концентрата с содержанием меди 9,45 %, при извлечении 83,25 %. Хвосты контрольной флотации с содержанием меди 0,007 % являются отвальными. Полученный черновой медный концентрат с содержанием меди 9,45 % может быть направлен на дальнейшую переработку гидрометаллургическим способом.

Таким образом, лабораторные исследования по флотации медьсодержащих хвостов Жезказганской обогатительной фабрики показали, что при крупности измельчения исходных хвостов ЖОФ-1,2 до 85-90 % класса крупности -0,071 мм по схеме, включающей основную и контрольную флотации возможно получение отвальных хвостов с содержанием меди менее 0,005%. Установлены следующие технологические показатели флотационного обогащения исходных хвостов ЖОФ-1,2: измельчение – 85-90% кл. -0,074+0 мм; расход реагентов: Na₂S - 2,7% – 500 г/т, керосин-100% – 150 г/т, бутиловый ксантогенат - 0,5% – 150 г/т, Т-90 - 0,5% – 60 г/т, плотность пульпы – 30% тв, время флотации: основной флотации – 19 мин, контрольной флотации –10 мин, 1 перечистка – 6 мин, 2 перечистка – 5 мин, 3 перечистка – 4 мин. По схеме, включающей основную, контрольную и три перечистки концентрата основной и контрольной флотации, возможно получение черного медного концентрата с содержанием меди 9,45 %, при извлечении 83,25 %. Хвосты контрольной флотации с содержанием меди 0,005%, серебра 0,9 г/т являются отвальными.

Перспективы освоения титаномагнетитовых руд Казахстана

*Едильбаев А.И., Югай В.Д., Зябкин В.Ф., Музгина В.С.
(ТОО «Горное бюро», Алматы, Казахстан)*

В докладе представлены результаты технологических исследований титаномагнетитовой руды Масальского месторождения, позволяющие заключить, что имеются реальные перспективы проектирования на его базе горно-обогатительного комбината с обеспеченностью запасами титаномагнетитовых руд на срок более 60 лет при производительности рудника по добыче руды 10 млн. т в год.

Ключевые слова: титаномагнетитовые руды, магнитная сепарация, железорудный концентрат.

Анализ тенденций в развитии минерально-сырьевой базы в Казахстане позволяет заключить, что в ближайшем будущем основным источником сырья для предприятий черной металлургии Казахстана станут титаномагнетитовые железорудные месторождения. Руды титаномагнетитовых месторождений являются комплексными железо-титано-ванадиевыми, причем содержание и соотношение титана, ванадия и железа в них может варьироваться в широких пределах: они могут быть существенно титановыми или существенно железо-ванадиевыми. В качестве примеров освоения и промышленного использования титаномагнетитовых руд в мире можно указать месторождения Бушвельдского массива (ЮАР), Лак-Тио (Канада), Паньжихуань (КНР) и другие.

В Казахстане к такому типу месторождений относятся титаномагнетитовые месторождения Велиховское Южное и Масальское.

Месторождение Масальское находится в Жаркаинском районе Акмолинской области, в 16 км восточнее станции Приишимская ж/д ветки Есиль-Аркалык. Площадь геологического отвода – 19,3 кв. км [1]. Практически все породы, составляющие Масальский массив, содержат магнетитовое оруденение с промышленными концентрациями титана и ванадия. Общее соотношение $Fe_{общ.}:TiO_2:V_2O_5 = 88,8:10,3:0,9$.

Рудоносный массив сложен, в основном, тремя разновидностями пород с титаномагнетитовым оруденением: горнблендиты (37,5%), пироксениты (пироксеновые породы) (27,3%), скарноиды (23,5%), кроме того, немногочисленные амфибол-пегматиты (0,6%), габбро-диабазы (0,4%), метасоматиты (5,9%). Основными породообразующими минералами являются амфиболы и пироксены, редко наблюдается биотит.

Рудный массив имеет форму сложного столба с пережимом в центральной части, с падением на восток-юго-восток. Выход рудного массива на поверхность в южной части участка имеет округлую форму, размеры 1,25x1,0 км; в северной части – удлиненно-вытянутую в субширотном направлении, размеры 1,0x0,3 км. По данным разведочного бурения углы падения контактов массива крутые от 50 до 80%. На западе они обусловлены контактом прорывающей их интрузии габброидов и составляют около $\sim 70^0-80^0$, на востоке $\sim 50-65^0$. Азимут падения – восток-юго-восток.

Распределение рудных компонентов в пределах массива неравномерное: на общем фоне с содержаниями Fe 10-15% часто наблюдаются линзы, тела разной мощности и протяженности с содержанием рудного компонента до 30-40%, реже до 52%.

Геологические материалы разведки месторождения апробированы в ГКЗ РК согласно инструкции [2], утверждены оценочные кондиции, запасы руды поставлены на государственный баланс по категориям C_1 и C_2 в количестве 525 млн. т, приняты к сведению прогнозные ресурсы по категории P_1 в объеме 1 344 млн. т.

По горнотехническим условиям это месторождение можно отрабатывать открытым способом, что позволяет снизить объем капитальных вложений и ускорить ввод месторождения в эксплуатацию.

Исследования обогатимости руды проведены в лабораторных условиях. Для месторождения Масальское единственным критерием выделения технологических типов руд является способ их обогащения. По этому критерию все разведанные запасы руд представляют собой единый технологический тип.

Пробы руды различной крупности обогащались методом магнитной сепарации в слабом поле. Сухая магнитная сепарация проводилась на сепараторе марки 138Б-СЭМ, а мокрая магнитная сепарация – на сепараторе марки 120Б-СЭМ. Измельчение руды крупностью 1-0 мм до крупности минус 0,14 мм осуществлялись в стержневой мельнице $D \times L = 215 \times 285$ мм. Объемное соотношение загружаемых в мельницу руды, воды и стержней составило: Т:Ж:Ст=1:1:16,2 кг.

На основании полученных технологических результатов обогатимости руд разработана схема обогащения (рисунок 1) комбинацией методов сухой и мокрой магнитных сепараций.

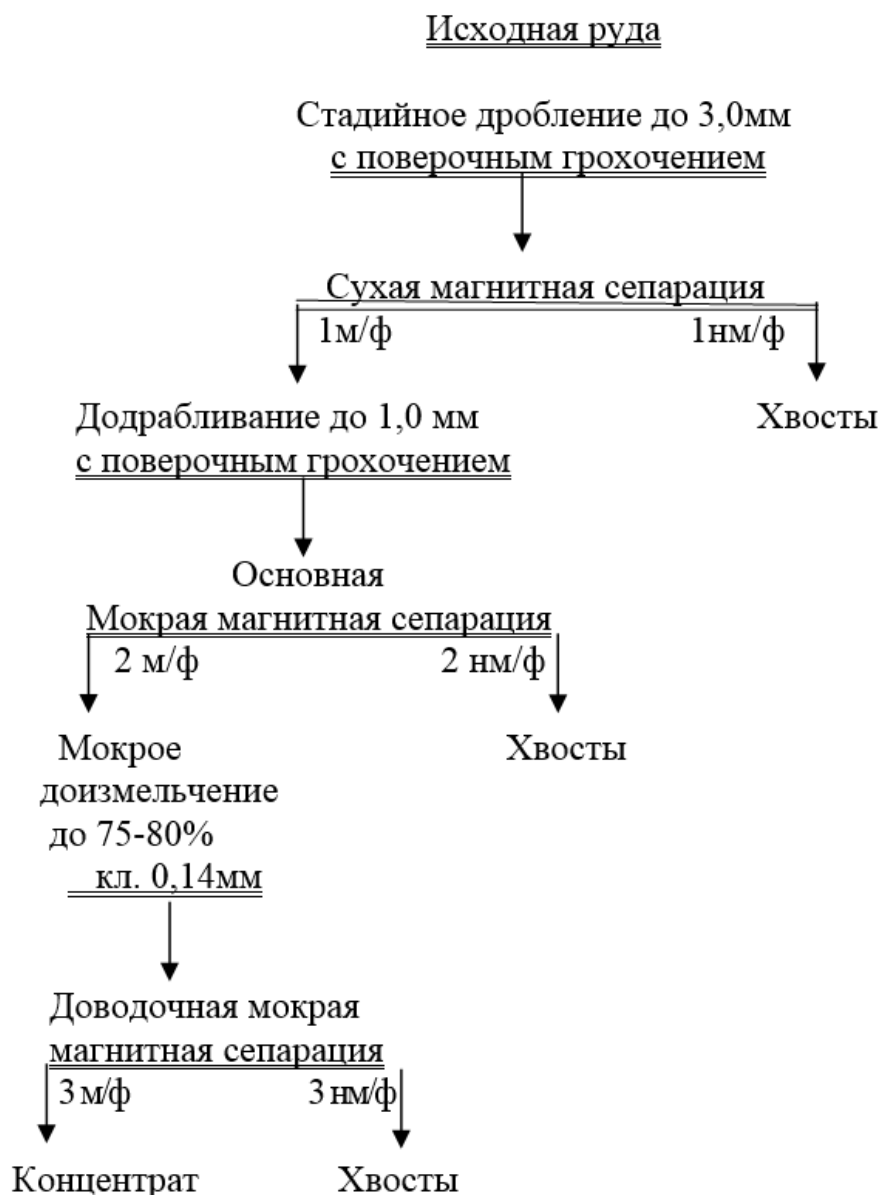


Рисунок 1 – Схема обогащения руд Масальского месторождения с применением методов мокрого обогащения

Как видно из рисунка 1, разработанная технологическая схема обогащения титаномагнетитовой руды Масальского месторождения включает:

- стадийное дробление и поверочное грохочение исходной руды до крупности минус 3 мм;
- сухую магнитную сепарацию руды крупностью 3-0 мм, когда полученная магнитная фракция направляется на додробливание до крупности минус 1 мм, а немагнитная фракция – в отвал (хвосты отвалыные);
- мокрую магнитную сепарацию, в результате чего получают магнитную и немагнитную фракции;
- мокрое доизмельчение до крупности 75-80% класса минус 0,14 мм;
- перемешивание и контрольную мокрую магнитную сепарацию с получением товарного концентрата и хвостов обогащения.

Отобранные для исследования руды пробы 1-Т, 2-Т и 3-Т характеризуются как магнетит-ильменитовые, основной ценностью которых являются: железо, диоксид титана и пентоксид ванадия, содержание которых по пробам: железа 25,31%, 19,64% и 20,28%; диоксида титана 2,70%, 2,07% и 2,61%; пентоксида ванадия 0,177%, 0,165% и 0,180%, соответственно. По пробам 4-Т и 5-Т содержания указанных выше полезных компонентов ниже: железа 15,19% и 17,50%; диоксида титана 1,73% и 1,75%; пентоксида ванадия 0,12% и 0,13%, соответственно.

В результате обогащения исследуемых руд по всем переделам, получены сводные технологические показатели, которые представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Технологические показатели обогатимости исходной руды

Название	Вес пробы	Выход %	Fe	TiO ₂	V ₂ O ₅
1	2	3	4	5	6
Проба 1-Т					
Концентрат		25,08	<u>67,0</u> 66,39	<u>2,35</u> 21,87	<u>0,44</u> 63,16
Хвосты		74,92	<u>11,35</u> 33,61	<u>2,81</u> 78,13	<u>0,087</u> 36,84
Итого: исходная руда	183,0	100,0	25,31	2,70	0,177
Проба 2-Т					
Концентрат		18,52	<u>63,66</u> 60,03	<u>2,09</u> 18,69	<u>0,45</u> 51,11
Хвосты		81,48	<u>9,63</u> 39,97	<u>2,06</u> 81,31	<u>0,09</u> 48,89
Итого: исходная руда	252,4	100,0	19,64	2,07	0,165
Проба 3-Т					
Концентрат		22,05	<u>64,10</u> 69,70	<u>4,44</u> 37,54	<u>0,48</u> 58,41
Хвосты		77,95	<u>7,88</u> 30,30	<u>2,09</u> 62,46	<u>0,096</u> 41,59
Итого: исходная руда	177,8	100,0	20,28	2,61	0,180
Проба 4-Т					
Концентрат		11,06	<u>67,14</u> 48,80	<u>2,19</u> 13,96	<u>0,502</u> 45,34

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5	6
Хвосты		88,94	$\frac{8,78}{51,20}$	$\frac{1,68}{86,04}$	$\frac{0,075}{54,66}$
Итого: исходная руда	36,3	100,0	15,22	1,73	0,12
Проба 5-Т					
Концентрат		16,20	$\frac{67,38}{62,46}$	$\frac{2,78}{25,71}$	$\frac{0,506}{61,33}$
Хвосты		6	$\frac{7,83}{37,54}$	$\frac{1,56}{74,29}$	$\frac{0,0617}{38,67}$
Итого: исходная руда	37,7	100,0	17,48	1,75	0,13

В результате проведенных исследований разработана принципиальная схема обогащения железных руд Масальского месторождения методом магнитной сепарации, доказана возможность обогащения по единой схеме всех природных типов железных руд с получением качественного концентрата, химический состав которого представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав концентрата (%) из железной руды Масальского месторождения

Fe	63,0 (± 1)	MgO	<0,3	CO ₂	<0,4
Fe ₂ O ₃	85,0 (± 5)	MnO	<0,15	H ₂ O+	<0,3
SiO ₂	<9,0	TiO ₂	<0,1	P ₂ O ₅	<0,08
Al ₂ O ₃	<1,0	Na ₂ O + K ₂ O	<0,1	S	<0,2
CaO	<0,3				

Минералы титана и ванадия находятся в тесных сростках с магнетитом и породообразующими минералами и не извлекаются в самостоятельный продукт.

Влажность концентрата составляет 8,0 (± 1) %, гранулометрический состав концентрата приведен в таблице 3.

Таблица 3 – Гранулометрический состав концентрата (%) из железной руды Масальского месторождения

Класс, крупности, мм	> 0,074	< 0,074
Массовая доля, %	<20%	>80%

На основании результатов технологических испытаний и опыта эксплуатации аналогичных производств [2, 3] были проведены укрупненные расчеты и определены технико-экономические показатели разработки титаномагнетитового месторождения Масальское, доказывающие возможность создания крупного горно-обогатительного предприятия с годовой производительностью по руде не менее 10 млн. т, со сроком эксплуатации более 50 лет. Производство товарного 63% железорудного концентрата может составлять 1,6 млн. т/год. Ценность концентрата повышается наличием в нем пентоксида ванадия в количестве около 0,5%.

При сравнении вариантов бортового содержания железа установлено, что наилучшие технико-экономические показатели и максимальное извлечение запасов

руды из недр достигаются при бортовом содержании железа 13%, поэтому был утвержден этот вариант кондиций.

К основным рискам проекта, которые могут ухудшить экономические показатели, относятся следующие:

- снижение цены на железорудный концентрат, что, к сожалению, наблюдалось в 2015 году;
- неподтверждение содержания железа в запасах;
- снижение извлечения железа в концентрат;
- рост железнодорожных тарифов;
- при экспорте произведенного концентрата в Китай важным лимитирующим элементом является пропускная способность железной дороги и таможенного перехода Достык-Алашанькоу.

Для отработки разведанных запасов месторождения планируется строительство карьера, обогатительной фабрики, транспортно-логистического узла, хвостохранилища, пруда-накопителя, вахтового поселка на ст. Приишимская, в 14 км к западу от промзоны, а также других вспомогательных объектов и участков (рисунок 2).

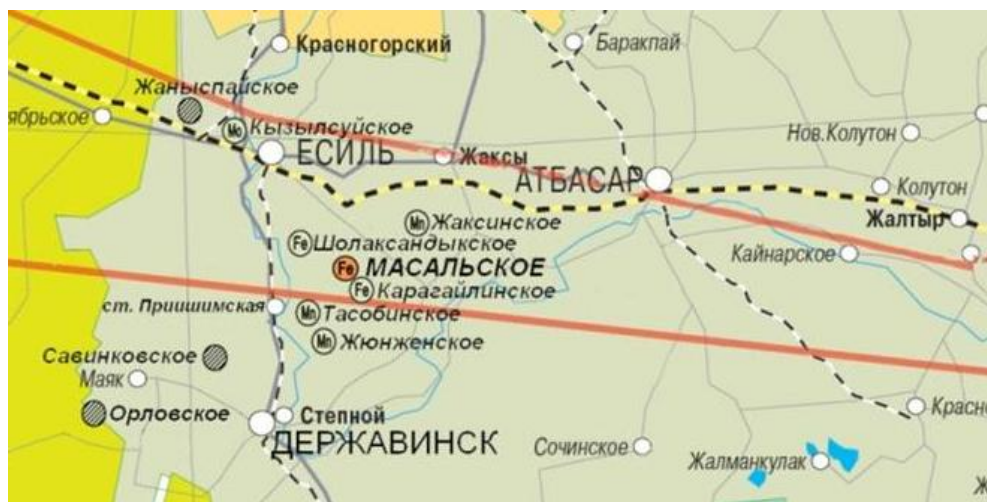


Рисунок 2 – Район строительства производственных объектов на месторождении Масальское

В соответствии с характеристикой групп месторождений по количеству запасов Масальское месторождение титаномагнетитовых руд представляет собой крупный железорудный объект. Реализация проекта его освоения с получением товарного концентрата позволит существенно расширить минерально-сырьевую базу черной металлургии Казахстана.

Источники

- 1 Месторождения железа Казахстана. Справочник / Под редакцией А.А. Абдуллина, Х.А. Беспяева, С.Ж. Даукеева и др. Алматы, 1998 – 164 с.
- 2 Инструкция по применению Классификации запасов к месторождениям черных металлов (железо, марганец, хром, титан). Кокшетау, 2006.
- 3 Быховский Л.З., Тигунов Л.П. Проблемы и перспективы освоения титаномагнетитовых месторождений России, 2006. – 14 с. Электронная версия на сайте: www.raexpert.ru/conference/2006/metal/presentation/tigunov.pps.
- 4 Вышегородский Д. Титаномагнетитовые руды – перспективная сырьевая база металлургии. ГНЦ РФ ОАО «Уральский институт металлов». – 10 с. Электронная версия на сайте: urm.ru/ru/75-journal121-article1546.

Перспективные направления регенерации нефтяных отходов в решении экологических задач

*Елигбаева Г.Ж., Мырзалиева С.К., Албаева Ж.Т., Кожайсакова М.А.
(Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан)*

В статье рассмотрены возможности утилизации нефтяных отходов. Источниками нефтяных отходов являются различные транспортные средства, пункты их обслуживания и ремонта, склады и пункты выдачи горюче-смазочных материалов, теплоэнергетические комплексы и прочие объекты. Нефтяные отходы попадают в окружающую среду в жидком, газообразном и твердом состояниях, причем газообразные углеводородные загрязнители способны переноситься на значительные расстояния и рассеиваться на огромные площади, необратимо разрушая равновесие биосферы.

Ключевые слова: нефть, нефтяные отходы, вода, способы очистки.

Нефтяные отходы – это различные по составу и физико-химическим свойствам углеводородные смеси, образующиеся в процессах хранения, транспортировки и использования нефтяного топлива, масел и смазочных материалов, а также нефтепродукты, потерявшие товарные качества и не пригодные к дальнейшему использованию по назначению. Нефтепродукты и нефтяные отходы, попавшие в окружающую среду, являются токсичными и взрывопожароопасными загрязнителями. Наличие их ухудшает и без того сложную экологическую обстановку любого города и региона. С увеличением потребления нефтепродуктов растет количество нефтяных отходов. Источниками нефтесодержащих загрязнителей являются различные транспортные средства, пункты их обслуживания и ремонта, склады и пункты выдачи горюче-смазочных материалов (ГСМ), теплоэнергетические комплексы (ТЭК) и прочие объекты. Кроме того, источником нефтяных отходов является каждая установка: котел, печь, газовая турбина, дизель и карбюраторный двигатель, – сжигающая жидкое углеводородное топливо. Нефтяные отходы попадают в окружающую среду, как в жидком, так и в газообразном состоянии, причем газообразные углеводородные загрязнители способны переноситься на значительные расстояния (до 2000–3000 км через 2–3 дня) и рассеиваться на огромные площади (таблица 1).

По существующим правилам нефтесодержащие воды и нефтяные отходы должны собираться и вывозиться для дальнейшей очистки, регенерации или утилизации в специально отведенных местах.

В нашей стране основным способом утилизации нефтяных отходов и нефтесодержащих вод является так называемое захоронение в специальных могильниках. При этом количество складироваемых отходов удваивается каждые 7–8 лет. Такой способ утилизации нежелателен, более того – вреден, поскольку отходы по-прежнему негативно влияют на окружающую среду. Он требует все больших площадей, которые изымаются из активного землепользования. К тому же вывоз отработанных нефтепродуктов для захоронения обходится недешево. Удорожание природных ресурсов и ужесточение природоохранных требований в Казахстане заставляет искать новые эффективные способы утилизации нефтяных отходов с получением полезной энергии и повышением экологической чистоты топливосжигающих установок. Авторами [1] был предложен и в дальнейшем внедрен на трех энергетических объектах способ термической утилизации нефтяных отходов и огневого обезвреживания загрязненных вод. Опыт, накопленный авторами в решении вопросов термической утилизации различных видов нефтяных отходов и огневого обезвреживания загрязненных вод (в том числе нефтесодержащей морской воды), выявил следующие особенности связанных с этим процессов.

Таблица 1 – Примерный состав отходов нефтедобычи на различных месторождениях

Компоненты отходов	Состав при бурении первой скважины (2600 м), т	Состав при бурении последующих скважин, т
Вода	314,0	314,0
Шлам	150,0	150,0
Нефть	29,64	26,64
Бентонит	2,8	1,4
ПАВ -неонол	0,073	0,073
КМЦ	0,364	0,182
ТПФН	0,052	0,052
ГКЖ	0,080	0,080
Сода кальцинированная	0,042	0,042
Сода каустическая	0,150	0,150
КССБ	0,161	0,161
Графит	0,150	0,150
Барит	0,096	0,096
Цемент	0,722	0,722
Гипан	0,172	0,172
НТФ	0,045	0,045
«Нитрон» - отходы	0,170	0,170
Смазочная добавка ИКБ-4ТМ	0,520	0,520

Отработанные нефтепродукты целесообразно сжигать в составе водотопливной (водомасляной) эмульсии (ВТЭ) и топливной (топливомасляной) смеси (ТС). При этом подлежащие термической утилизации жидкости необходимо очистить от механических примесей и предварительно обработать. Воду из нефтеотходов удалять не следует, ее необходимо равномерно распределить по всему объему отработанных нефтепродуктов в виде мелких (до 10 мкм) водяных частиц (глобул). Существующие топливосжигающие установки пригодны для термической утилизации нефтяных отходов и огневого обезвреживания загрязненных вод после дооборудования их специальной системой, позволяющей производить обработку утилизируемых нефтесодержащих жидкостей, приготовленными ТС или ВТЭ заданного состава и качества. Приготовленным к термической утилизации «чистым» (т. е. без посторонних примесей) нефтяным отходам, ТС и ВТЭ необходимо придать свойства, показатели которых соответствовали бы показателям штатного топлива, применяемого в данной топливосжигающей установке. Светлые нефтеотходы (СНО) с температурой вспышки +5–+7°C целесообразно утилизировать в составе ВТЭ. Отходы нефтепродуктов с температурой вспышки более +150°C – в составе ТС. Компоненты водотопливных эмульсий и топливных смесей, а также их соотношение определяются с учетом типа и мощности топливосжигающей установки. Для активизации и интенсификации процесса сжигания «чистых» нефтяных отходов и ТС, снижения золо-, коксо- и нагарообразования в топочном объеме (камере сгорания) и в выходном тракте, а также снижения теплового и газового загрязнения атмосферы целесообразно добавлять к ним 10–11% воды для темных нефтеотходов и 3–5% воды для светлых. В качестве водяного компонента применять загрязненные воды. Процесс горения предварительно обработанных нефтеотходов, топливных смесей и эмульсий требует меньшего количества атмосферного воздуха, а газообразные продукты их сгорания имеют меньшую температуру, при этом в составе уходящих дымовых газов концентрация экологически опасных химических соединений, веществ и элементов снижена. Задавая

состав и свойства приготавливаемых ТС и ВТЭ, компонентами которых являются предварительно обработанные для термической утилизации и огневого обезвреживания нефтеотходы и загрязненные воды, можно управлять составом, концентрацией и температурой газообразных, жидких и твердых продуктов сгорания, попадающих в окружающую природную среду, и таким образом прогнозировать экологическую обстановку. Термическую утилизацию нефтяных отходов и огневое обезвреживание загрязненных вод при наличии топливосжигающей установки экономически целесообразно и экологически выгодно проводить в местах их образования. Приготовленные на основе нефтяных отходов ТС и ВТЭ, а также обработанные отработанные масла можно использовать в качестве топлива, например для котельных установок, сжигающих топочный мазут.

На современном этапе открывается всё больше возможностей существенно сократить количество не утилизируемых отходов, которые имеют сложный химический состав, и, как правило, их переработка в полезные продукты или весьма затруднительна или экономически нецелесообразна [2].

Жидкофазное окисление токсичных отходов производства используется для обезвреживания жидких отходов и осадков сточных вод. Суть его заключается в окислении кислородом органических и элементоорганических примесей сточных вод при температуре 150 – 350° С и при давлении 2 – 28 МПа.

Интенсивности окисления в жидкой фазе способствует высокая концентрация растворенного в воде кислорода, значительно возрастающая при высоком давлении. В зависимости от давления, температуры, количества примесей и кислорода, продолжительности процесса органические вещества окисляются с образованием органических кислот (в основном CH_3COOH и HCOOH) или с образованием CO_2 , H_2O и N_2 .

Элементоорганические соединения в щелочной среде окисляются с образованием водных растворов хлоридов, бромидов, фосфатов, нитратов и оксидов металлов, а при окислении азотосодержащих веществ, помимо нитратов, образуется значительное количество аммонийного азота (таблица 2).

Таблица 2 - Химический и минеральный состав нефтешламов

а)

Содержание компонентов, %					
SiO_2	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	Остальные
4,65	3,24	1,77	2,4	1,0	3,3

б)

Названия компонента	Количество, масс %		
	Органические составляющие	Влага	Сера
Нефтешлам	72	10,2	1,8

Для жидкоплазменного окисления требуется меньше энергетических затрат, чем другие методы, но является более дорогостоящим, кроме этого к недостаткам метода относится высокая коррозионность процесса, образование накипи на поверхности нагрева, неполное окисление некоторых веществ, невозможность окисления сточных вод с высокой теплотой сгорания.

Применение метода целесообразно при первичной переработке отходов.

Существует два различных типа пиролиза токсичных промышленных отходов.

1. Окислительный пиролиз – процесс термического разложения промышленных отходов при их частичном сжигании или непосредственном контакте с продуктами сгорания топлива. Данный метод применим для обезвреживания многих отходов, в том числе «неудобных» для сжигания или газификации: вязких, пастообразных отходов, влажных осадков, пластмасс, шламов с большим содержанием золы, загрязненную мазутом, маслами и другими соединениями землю, сильно пылящих отходов. Кроме этого, окислительному пиролизу могут подвергаться отходы, содержащие металлы и их соли, которые плавятся и возгорают при нормальных температурах сжигания, отработанные шины, кабели в измельченном состоянии, автомобильный скрап и др.

Метод окислительного пиролиза является перспективным направлением ликвидации твердых промышленных отходов и сточных вод.

2 Сухой пиролиз.

Этот метод термической обработки отходов обеспечивает их высокоэффективное обезвреживание и использование в качестве топлива и химического сырья, что способствует созданию малоотходных и безотходных технологий и рациональному использованию природных ресурсов.

Сухой пиролиз – процесс термического разложения без доступа кислорода. В результате образуется пиролизный газ с высокой теплотой сгорания, жидкий продукт и твердый углеродистый остаток.

В зависимости от температуры, при которой протекает пиролиз, различается:

1. Низкотемпературный пиролиз или полукоксование (450 - 550° С).

Данному виду пиролиза характерны максимальный выход жидких и твердых (полукокс) остатков и минимальный выход пиролизного газа с максимальной теплотой сгорания. Метод подходит для получения первичной смолы – ценного жидкого топлива, и для переработки некондиционного каучука в мономеры, являющиеся сырьем для вторичного создания каучука. Полукокс можно использовать в качестве энергетического и бытового топлива.

2. Среднетемпературный пиролиз или среднетемпературное коксование (до 800° С) дает выход большего количества газа с меньшей теплотой сгорания и меньшего количества жидкого остатка и кокса.

3. Высокотемпературный пиролиз или коксование (900 - 1050° С). Здесь наблюдается минимальный выход жидких и твердых продуктов и максимальная выработка газа с минимальной теплотой сгорания – высококачественного горючего, годного для далеких транспортировок.

В результате уменьшается количество смолы и содержание в ней ценных легких фракций [3].

Метод сухого пиролиза получает все большее распространение и является одним из самых перспективных способов утилизации твердых органических отходов и выделения ценных компонентов из них.

В основу огневого метода положен процесс высокотемпературного разложения и окисления токсичных компонентов отходов с образованием практически нетоксичных или малотоксичных дымовых газов и золы. С использованием данного метода возможно получение ценных продуктов: отбеливающей земли, активированного угля, извести, соды и др. материалов. В зависимости от химического состава отходов дымовые газы могут содержать SO_x , P, N_2 , H_2SO_4 , HCl, соли щелочных и щелочноземельных элементов, инертные газы.

Огневой метод переработки токсичных промышленных отходов классифицируется в зависимости от типа отходов и способам обезвреживания:

1. Сжигание отходов, способных гореть самостоятельно – наиболее простой способ; горение происходит при температурах не ниже 1200-1300° С. (следует отметить, что данный способ не является целесообразным ввиду некоторой (большей

или меньшей) ценности горючих отходов и возможности их использования в данное время или в будущем).

2. Огневой окислительный метод обезвреживания негорючих отходов – сложный физико-химический процесс, состоящий из различных физических и химических стадий. Огневое окисление применимо в большей степени по отношению к твердым и пастообразным отходам.

3. Огневой восстановительный метод используется для уничтожения токсичных отходов без получения каких-либо побочных продуктов, пригодных для дальнейшего использования в качестве сырья или товарных продуктов. В результате образуются безвредные дымовые газы и стерильный шлак, сбрасываемый в отвал. Так можно обезвреживать газообразные и твердые выбросы, бытовые отходы и некоторые другие.

4. Огневая регенерация предназначена для извлечения из отходов какого-либо производства реагентов, используемых в этом производстве, или восстановления свойств отработанных реагентов или материалов. Эта разновидность огневого обезвреживания обеспечивает не только природоохранные, но и ресурсосберегающие цели.

Для соответствия требуемым санитарно-гигиеническим нормам условий и полноты обезвреживания отходов необходимо, как правило, экспериментальное определение оптимальных температур, продолжительности процесса, коэффициента избытка кислорода в камере горения, равномерности подачи отходов, топлива и кислорода. Протекание процесса обезвреживания в неоптимальных условиях приводит к появлению компонентов в продуктах сгорания и, в первую очередь, в дымовых газах.

При сжигании на свалках пластмасс, синтетических волокон, хлороуглеводородов в дымовых газах могут образовываться токсичные вещества: СО, бензапирен, фосген, диоксины [4].

Дополнительно используется дожигатель, предназначенный для обезвреживания газовых выбросов, содержащих органические вещества с концентрацией не более 10 г/м³. После полного обезвреживания содержание в выбросах СО не более 40 мг/м³, NO_x не более 10 мг/м³.

Однако огневое обезвреживание (чисто термическое или с применением катализаторов) промышленных отходов приводит к уничтожению органических веществ, которые могли бы быть ценным сырьем целевых продуктов.

Источники

- 1 Ключников, В.Ю. О применение пассивных методов очистки земель от нефтепродуктов / В.Ю. Ключников // Экология производства. – 2010, №1. – С. 40-42.
- 2 Пашаян, А.А. Проблемы очистки загрязненных нефтью вод и пути их решения / А.А. Пашаян, А.В. Нестеров // Экология и промышленность России. – 2008, №32. – С. 35.
- 3 Зубарева, Г.И. Глубокая очистка сточных вод нефтехимического производства / Г.И. Зубарева, Е.В. Копытова, А.В. Гуринович // Экология и промышленность России. – 2007. – С. 15-16.
- 4 Палютин, Ф.М. Принцип создания безотходной технологии очистки сточных вод / Ф.М. Палютин, Контуров, Р.Н. Зиятдинов, Р.Ш. Галимзянов, Л.Р. Зиятдинова, И.Н. Габайдуллин, С.В. Фридланд // Экология и промышленность России. – 2006. – С. 38-39.

Особенности сгущения суспензии отвальных хвостов флотации методом ультрафлокуляции

Есенгазиев А.М.¹, Сыдыков А.Е.¹, Мусина М.М.¹, Тусунбаев Н.К.¹, Серикова Ж.²

(¹АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан,

²«КазНТУ им. К. И. Сатпаева», г.Алматы, Казахстан)

Тестирование серии флокулянтов фирмы Kemira с помощью нового прибора «УльтрафлокТестер» при сгущении отвальных хвостов флотации Жезказганской обогатительной фабрики показало, что наиболее эффективным оказался анионный флокулянт марки «А-150». Установлено, что при его расходе 90 г/т достигается наибольший флокулирующий эффект. При этом, оптимальное значение гидродинамической обработки находится в диапазоне: 900-1100 с⁻¹, а время полного осветления суспензии анионным флокулянтom составил 25 секунд.

Ключевые слова: ультрафлокуляция, флокулянт, хвосты обогащения, гидродинамическая обработка.

Введение

В процессах обогащения руд цветных и редких металлов образуется большое количество концентрированных техногенных суспензий, подлежащих сепарации путем сгущения в радиальных сгустителях. С целью ускорения процесса седиментации частиц дисперсной фазы в суспензию перед подачей в сгуститель добавляют раствор флокулянта, предназначенный связывать отдельные частицы в относительно крупные быстро оседающие флокулы. Так как молекулы флокулянта, в большинстве случаев, представляют собой довольно крупные полимерные образования с молекулярной массой порядка 10-20 миллионов Дальтон, их переход из исходного (стокового) раствора в суспензию, равномерное распределение в дисперсионной среде и адсорбция на поверхности взвешенных частиц требует достаточно большого времени. Как показано в [1, 2], это время можно сократить до 5-6 секунд путем использования соответствующей гидродинамической обработки суспензии при некотором оптимальном значении градиента скорости среды G. В результате такой обработки, получившей название «ультрафлокуляция» [2, 3], происходит не только быстрое и равномерное распределение молекул флокулянта в суспензии и их адсорбция на поверхности частиц, но и формирование крупных и плотных флокул. В зависимости от дисперсного состава и удельной массы частиц, а также их объемной концентрации, оптимальные значения осредненного градиента скорости среды G_{opt} могут меняться в широком диапазоне: от 300 до 5000 с⁻¹. Важным преимуществом ультрафлокулярной обработки является то, что она обеспечивает консолидацию крупных и мелких частиц непосредственно в процессе формирования флокул, т.е. еще до попадания их в сгуститель, что, собственно, и обеспечивает их быструю седиментацию и высокую степень осветления водной фазы. Ниже приводятся результаты исследования влияния режима ультрафлокулярной обработки на процесс сепарации отвальных хвостов флотационного обогащения Жезказганской обогатительной фабрики.

Методика исследований, приборы и материалы

Наши эксперименты проводились на суспензиях, приготовленных из отвальных хвостов флотационного обогащения Жезказганской обогатительной фабрики. Ультрафлокулярную обработку образцов проводили на приборе «УЛЬТРАФЛОК-ТЕСТЕР» (рисунок 1), разработанном фирмой «Турбофлотсервис». Прибор содержит минифлокулятор, а также оптоэлектронную измерительную систему определения эффективности флокуляции по среднему размеру (прочности) флокул и степени осветления воды. С помощью упомянутого прибора можно было не только определить

оптимальный тип и дозировку флокулянта, но и установить оптимальный режим гидродинамической обработки конкретной суспензии.

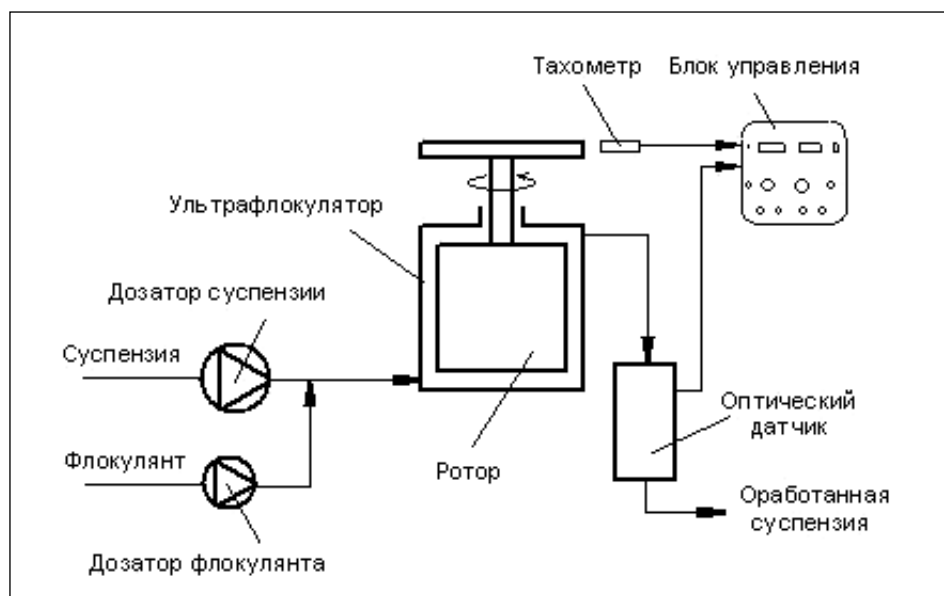


Рисунок 1 – Прибор для измерения эффективности процесса флокуляции «УльтрафлокТестер-2010» производства фирмы «ТУРБОФЛОТСЕРВИС»

Результаты и их обсуждение

Эксперименты по выявлению наиболее эффективного флокулянта проводились с помощью прибора «УльтрафлокТестер-2010». Образец суспензии и раствор флокулянта с помощью перистальтических насосов УльтрафлокТестера непрерывно прокачивались через цилиндрический флокулятор Куэтта, где они смешивались и гидродинамически обрабатывались в течение 5 секунд. Изменяя расход флокулянта (при постоянном расходе образца $1,1 \text{ см}^3/\text{с}$), можно было менять его дозировку, а изменяя скорость вращения ротора флокулятора, можно было менять интенсивность гидродинамической обработки суспензии (осредненный градиент скорости среды от 300 до 13000 с^{-1}). С помощью оптического датчика прибора измерялись флуктуации прозрачности потока суспензии и степень ее осветления. Сигнал от оптического датчика обрабатывался и высвечивался на табло прибора в виде целого числа (от 0 до 120), пропорционального относительному размеру флокулов, сформированных во флокуляторе.

В результате тестирования флокулянтов производства фирмы «Kemira (Голландия)» – анионный флокулянт «А-150», неионогенный флокулянт «N-100», катионные флокулянты – «С-494», «С-496», «С-498», было установлено, что для обработки исследуемых суспензий наиболее эффективным является анионный флокулянт «А-150». В качестве примера (рисунок 2) представлены зависимости эффективности флокуляции от их расхода. Откуда видно, что анионный флокулянт «А-150» является наиболее эффективным при сгущении отвальных хвостов ЖОФ. Другие испытанные виды флокулянтов оказались гораздо менее эффективными. При этом оптимальный расход анионного флокулянта составил 90 г/т. Дальнейшее повышение концентрации флокулянта приводит к процессу перенасыщения, так или иначе к увеличению вязкости образца, и ухудшению седиментационных свойств образованных флокулов.

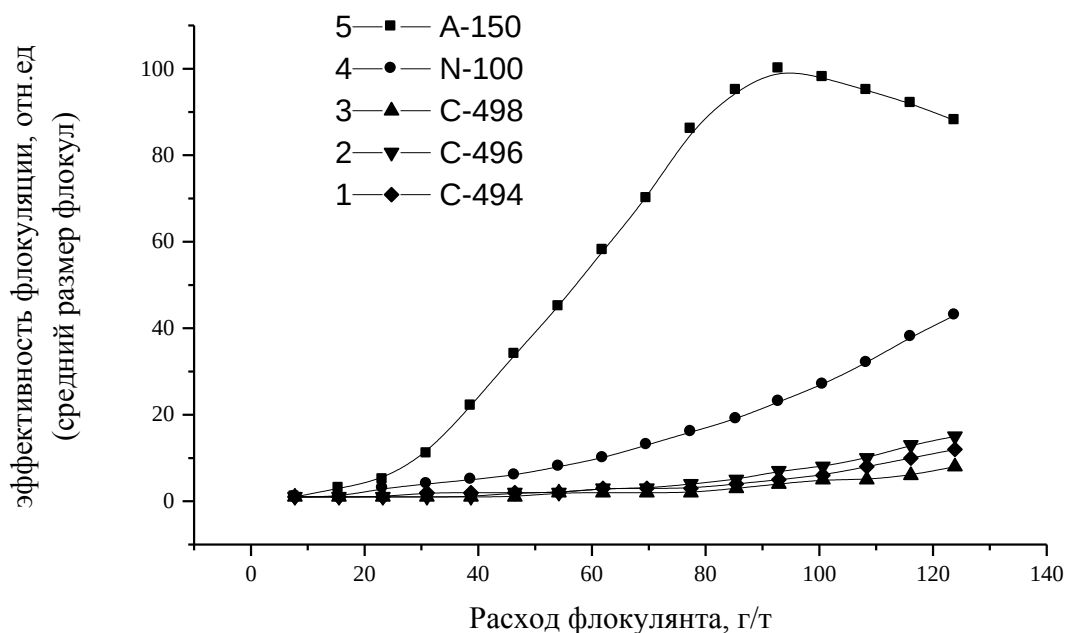


Рисунок 2 – Зависимость эффективности ультрафлокуляционной обработки от расхода флокулянта: концентрация суспензии – 100 г/л; градиент скорости среды – 1500 с^{-1} ; время обработки – 5 с

Как известно, эффективность процесса флокуляции зависит не только от типа и дозировки флокулянта, но и от режима гидродинамической обработки. В качестве подтверждения этого факта (рисунок 3) представлена зависимость эффективности флокуляции суспензии от градиента скорости среды, откуда видно, что для суспензии, концентрация которой составляет 100 г/л, оптимальное значение градиента лежит в диапазоне $900\text{--}1100 \text{ с}^{-1}$. В более высоких диапазонах скорости происходило снижение эффективности флокуляции, так как в нашем случае чрезмерная турбулентность способствовала разрушению флоккул.

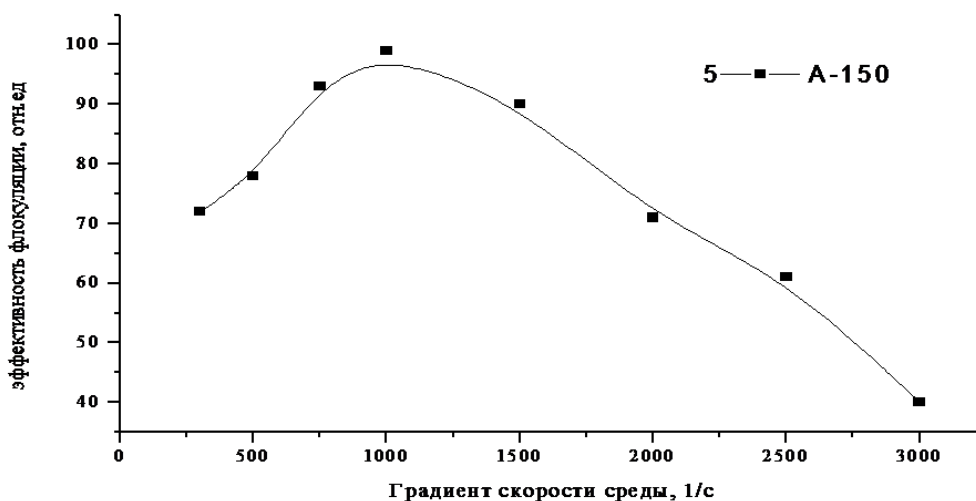


Рисунок 3 – Зависимость эффективности ультрафлокуляционной обработки от градиента скорости среды: концентрация суспензии – 100 г/л; время обработки – 5 с; флокулянт «А-150»; расход флокулянта 90 г/т

Для сравнения влияния ультрафлокулярной обработки суспензии на скорость седиментации взвеси и степень осветления водной фазы использовалась экспериментальная схема, показанная на рисунке 4.

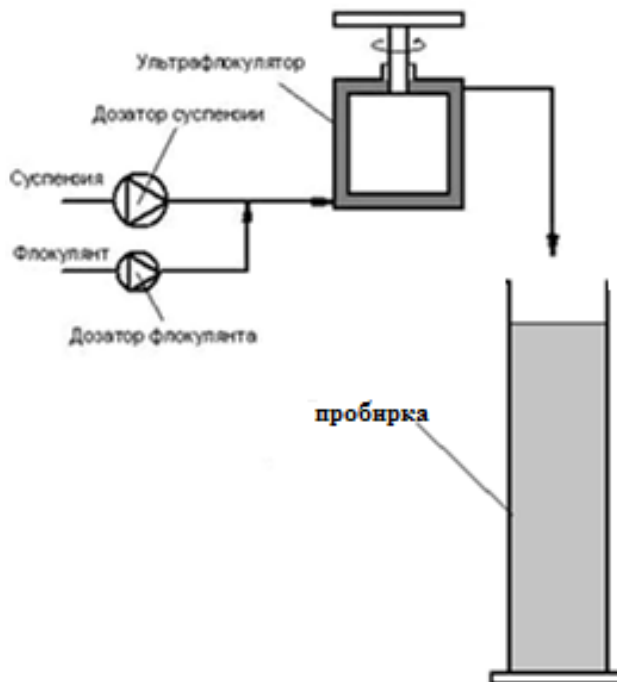


Рисунок 4 – Схема эксперимента по определению влияния УФ-обработки на седиментационные свойства суспензии

Ниже приведена диаграмма зависимости полного осаждения обработанных образцов от типа флокулянта:

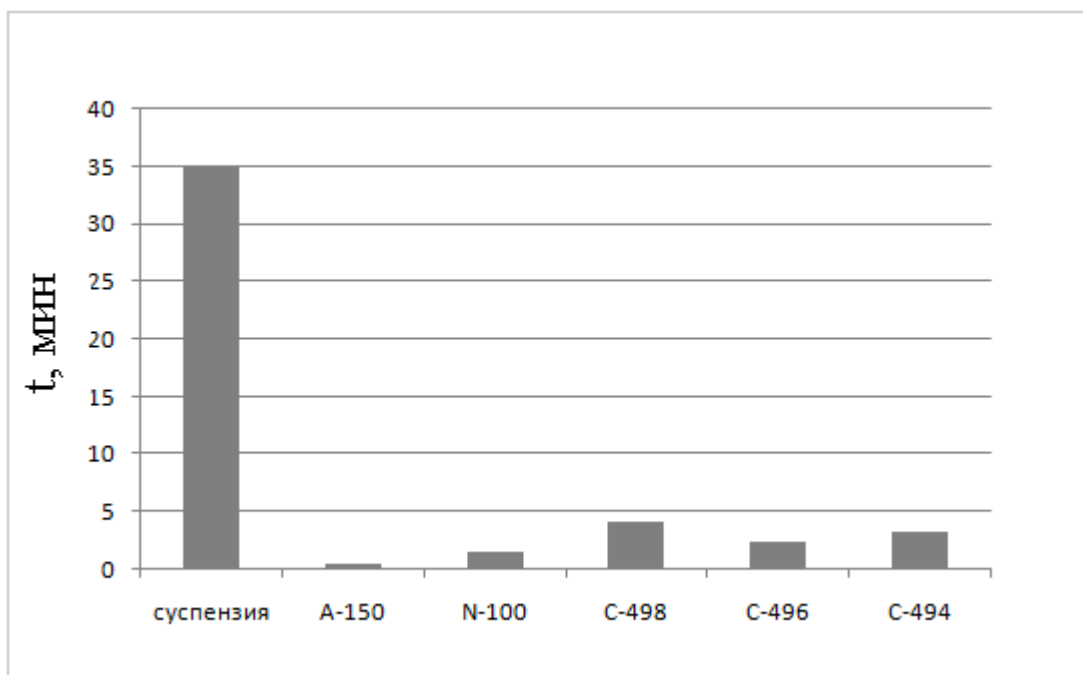


Рисунок 5 – Диаграмма зависимости полного осаждения обработанных образцов от типа флокулянта

Сравнительный анализ проводили вышеназванных пяти флокулянтах. Суспензия (100 г/л) обрабатывалась в проточном режиме во флокуляторе прибора «УльтрафлокТестер-2010» в течение 5 секунд и направлялась в пробирку с высотой 15 см и емкостью 20 мл. Доза флокулянта составляла 0,3 мг/л. После заполнения до метки пробирки встряхивали в течение 5 секунд и давали отстояться, считая время полного осветления образца. Процесс повторили с разными типами флокулянта. Как и ожидалось, седиментационные свойства анионного флокулянта оказались довольно высокими и составил 25 с для полного осветления жидкой фазы и образования плотного осадка на нижней части пробирки. В качестве сравнения кроме образцов с флокулянтами, измерили и время осаждения суспензии без флокулянта. Время полного осаждения образца без флокулянта составило 35 минут. Качество верхней жидкой фазы было гораздо ниже по сравнению с использованием флокулянтов.

Источники

- 1 N.N. Rulyov. Application of ultra-flocculation and turbulent micro-flotation to the removal of fine contaminants from water // *Colloids & Surfaces A*: 151 (1999). – P. 283-291.
- 2 N. N. Rulyov, A. Maes, V. J. Korolyov. Optimization of hydrodynamic treatment regime in the processes of sorption-flocculation water purification from organic contaminants // *Colloids & Surfaces A*:175 (2000). – P. 371-381.
- 3 N.N. Rulyov. ULTRA-FLOCCULATION: Theory, Experiment, Applications. In book “Particle Size Enlargement in Mineral Processing” (Proceedings of the 5-th UBC – McGill Biennial International Symposium on Fundamentals of Mineral, August 22-25, 2004, Hamilton, Ontario, Canada, Edited by J.S. Laskowski), Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Montreal, Canada, 2004. – P. 197-214.
- 4 N.N. Rulyov, T. A. Dontsova, V. Ja. Korolyov. ULTRA-FLOCCULATION OF DILUTED FINE DISPERSE SUSPENSIONS, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, Volume 26, Number 3-4 / July-September 2005. – P. 203-217.

Жаңа модификатор – парамагнитті материалды қолдану арқылы коллективті мыс-қорғасын концентратын іріктеу

Жакитова А.А.¹, Тұрысбеков Д.К.²

(¹Қ.И.Сәтбаев атындағы Қазақ Ұлттық Техникалық Зерттеу Университеті, Алматы қ., Қазақстан, ²«Жер туралы ғылымдарметаллургия және кен байыту орталығы» АҚ, Алматы қ., Қазақстан)

Жаңа модификатор - парамагнитті материалды қолдану отырып коллективті мыс-қорғасын концентратын іріктеу флотациясының жаңа технологиясы ұсынылды. Парамагнитті материалды қолдана отырып коллективті мыс-қорғасын концентратын бөлгенде рН=5,6-5,8 аралығында қолданылатын темір купаросы мен сульфит натриді үрдістен алып тастай, мыс және қорғасын концентраттарының сапасы мен бөліп алу дәрежелері жоғарлатады.

Түйінді сөздер: флотация, парамагнитті материал, галенит, халькопирит.

Флотация үрдісінде басқыштардың алатын орыны ерекше және реагенттердің ең селективті әсер ететіндері басқыштар мен активтендіргіштер болып саналады. Темірден тұратын көптеген реагенттерге ғылыми жұмыстар жасалынған [1-3]. Осыған қарамастан темірден тұратын, қорғасынның сүльфид минералын активті түрде гидрофилдендіретін галениттің жаңа басқышы - парамагнитті материалды жаңа технологиясы ойлап табылды [4].

Парамагнитті материалдың сүльфидті мыс, қорғасын мырыш минералдарына темір купаросы мен сульфит натриге қарағанда айырмашылығын зерттеу мақсатымен мономинералды флотация жүргізілген [5]. Мономинералды флотация үрдісіндегі парамагнитті материалдың минералдарға әсеріне қарай отырып ең оңтайлы көрсеткіш тек шамалы рН=5,5-6,0 (рН=5,5-6,0) аралығында ғана галениттің активті басылатынын көруге болады. Осы ортаның шамалы (рН=5,5-6,0) аралығында катализатор тотығын қолданғанда галенит шығымы 17,5-18,1 % аралығында, ал сульфитті технологиямен салыстырғанда галенит шығымы 5,5 - 7,9 % -ға азаятынын көруге болады. Мұның өзі парамагнитті материал сульфитті технологиямен салыстырғанда галениттің активті басқышы екенін көрсетеді. Ортаның шамалы (рН=5,5-6,0) аралығында парамагнитті материалды қолданғанда халькопириттің шығымы 76,5 - 78,3 % аралығында, ал сульфитті технологиямен салыстырғанда халькопириттің шығымы 0,9 - 2,8 % -ға азаятынын көруге болады. Мұның өзі парамагнитті материал сульфитті технологиямен салыстырғанда халькопириттің активті флотациялануын арттыратынын көрсетеді. Парамагнитті материалдың қолданбағанда сфалериттің флотациялануы 12,5 - 13,6 %, ал қолданғанда шығымы 6 % -ға азаяды. Демек бұл модификатор сфалеритке де басқыш әсері бар екенін көрсетті. Зерттеу кезінде парамагнитті материалмен бірге сульфит натриді бірге қолданғанда № 1 парамагнитті материалдың галенитке деген басқыштық әсерін төмендететіні айқындалды. Галенит пен халькопириттің флотациялануын мономинералдармен зерттеу барысында, ортаның шамалы (рН=5,5-6,0) аралығында парамагнитті материалдың темір купаросы мен сульфит натридің орынын толық алмастырғанда ғана іріктеу жоғоры деңгейде жүреді.

Катализатор тотығы мен сүльфидті технологияның мономинералдағы көрсеткіштерін дәлелдеу үшін ғылыми зерттеу жұмыстары Артем кенорындағы көпметал кенінде жасалынды. Ғылыми зерттеу жұмыстары басталмай тұрып, Артем кенорының кендік құрамы зерттеле отырып негізгі пайдалы компоненттер майда сепкілді мыс, қорғасын және мырыш минералдары екені. Сондай – ақ мыс көп мөлшерде халькопирит, аз мөлшерде куприт түрінде, қорғасын галенит түрінде, ал мырыш сфалерит түрінде кездесетіндігі. Кен орындағы негізгі бос жыныс минералдары кварц, кальцит, алюмосиликат серицит, шамозит, каолинит түрінде кездесетіндігі минералогиялық зерттемелер арқылы анықталды. Химиялық талдамалар нәтижесінде

мыстың кендегі үлесі – 1,8 %, қорғасынның үлесі - 3,25 %; мырыштың үлесі – 7,4 %; темірдің үлесі – 9,1 % екендігі анықталды.

Артем кенорынының кені лабораториялық жақты және валкалы ұсатқышта -2,5+0 мм класс ірілікке дейін ұсатылады Ұсатылған кен лабораториялық шарлы диірменде - 74+0 мкм класс ірілікте 98 % - ға дейін ұнтақталады.

Ұнтақталған кеннің гранулометрилық құрамын анықтау үшін дисперсионды анализ жасалынды, анализ көрсеткіштері 1 кестеде көрсетілген.

1 кесте – Ұнтақталған кеннің гранулометрилық құрамы

Ірілік класс, мкм	Шығым, %	Жинақталма шығым, %	Үлесі, %				Таралымы, %			
			Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
+74	1,5	1,5	1,4	1,0	5,0	9,8	0,9	0,9	0,3	1,6
-74+50	12,8	14,3	2,95	3,5	10,1	14,4	19,1	19,8	17,2	20,6
-50+40	10,5	24,8	2,35	3,5	10,3	12,1	12,5	16,2	14,4	14,2
-40+30	10,2	35,0	2,1	2,0	8,2	7,6	10,8	9,0	11,2	8,7
-30+20	6,75	41,75	1,5	1,25	6,7	7,6	5,1	3,7	6,0	5,7
-20+10	54,5	96,25	1,8	2,0	6,7	7,6	49,5	48,2	48,7	46,3
-10+5	3,3	99,55	1,1	1,25	4,3	6,8	1,8	1,8	1,9	2,5
-5+0	0,45	100,0	1,4	2,0	5,3	7,6	0,3	0,4	0,3	0,4
Бастапқы өнім	100,0	-	1,98	2,26	7,5	8,95	100,0	100,0	100,0	100,0

Ұнтақталған кеннің гранулометрилық құрамына қарай отырып майда сепкілді екенін көруге болады. Сондай-ақ сүльфидті мыс, қорғасын мырыш минералдарының негізгі үлестері -20+10 мкм класта 48,2-49,5 %; -40,+30 мкм класта 9-11,2 %; -50+40 12,5-16,2 %; -74+50 мкм класта 17,2-19,1 %;

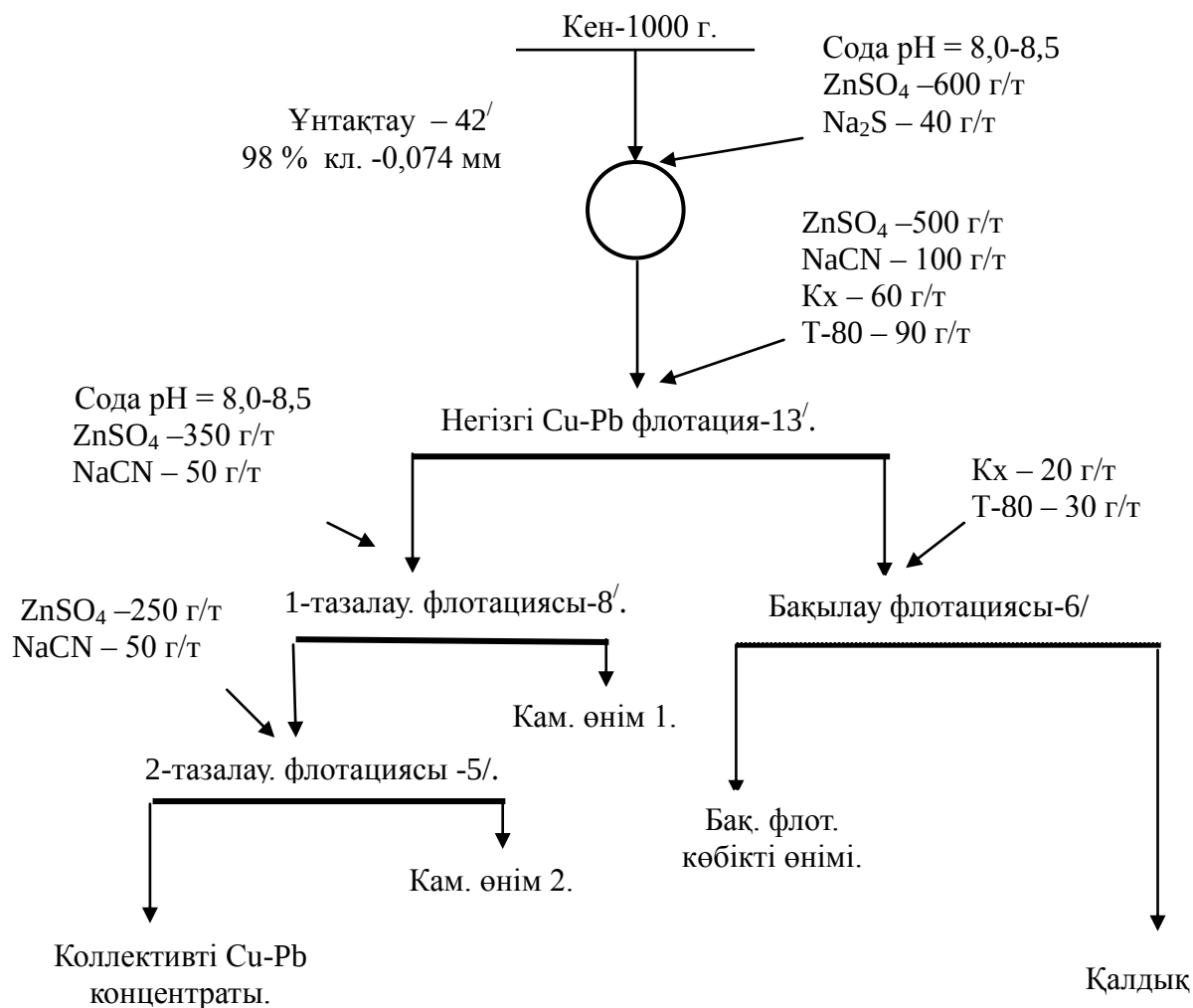
Ұнтақталған кен ФМЛ – 1 және ФМЛ – 2 лабораториялық флотамашиналарында флотация үрдісі жүргізілді. Ұнтақтау және флотациялау үрдістеріндегі сынама салмағы 1000 г.

Ұнтақтау үрдісінен кейін коллективті мыс – қорғасын концентратын алу үшін коллективті флотация үрдісі атқарылды. Коллективті мыс – қорғасын концентратының технологиялық үлгісі 1 суретте, ал реагенттік режиммен осы режимдерде алынған концентрат сапалары мен бөліп алу дәрежелері 2 - кестеде көрсетілген.

Парамагнитті материалды қолдана отырып мыс пен қорғасының таңдамалы концентраттарын алу үшін коллективті мыс-қорғасын концентратының құрамы зерттелді. Коллективті мыс-қорғасын концентратының құрамындағы мыстың үлесі – 14-16 %; қорғасынның үлесі – 25-27 %; мырыштың үлесі – 6-8 % және темірдің үлесі – 16-18 %.

Парамагнитті материалдың пәрменділігін базавой ретінде сульфидті технологиямен салыстыра отыра көруге болады. Сондықтан ең алдымен коллективті мыс – қорғасын концентратынан мыс және қорғасын ірікті концентраттарын алу үшін Бакинов пен Коневтің сульфидті технологиясы [5, 6] жасалынды.

Таңдамалы мыс және қорғасын концентратын алу үшін ірікті мыс флотациясы жүргізілді. Ірікті флотацияның алдында сүльфид натриді қолдана отырып (4 кг/т) алдыңғы үрдістегі реагенттерді десорбциялау үшін коллективті мыс-қорғасын концентратында 10 минут агитация жүргізіледі. Агитация лабораториялық араластырғышта жүргізіледі. Десорбция аяқталғаннан кейін коллективті концентрат жуылады. Жуылған коллективті концентрат рН=5,6-5,8 – та темір купаросы (6 кг/т*концентрат), сульфид натримен (3 кг/т*концентрат) 10 минут өңделіп жинағыш ретінде натридің бутилді ксантогенаты, көбіктендіргіш ретінде Т–80 беріліп мыс флотациясымен мыс және қорғасын концентраттары алынады. Ірікті мыс флотациясы бір негізгі, бір бақылау және екі тазалау үрдістерінен тұрады. Барлық ірікті флотация

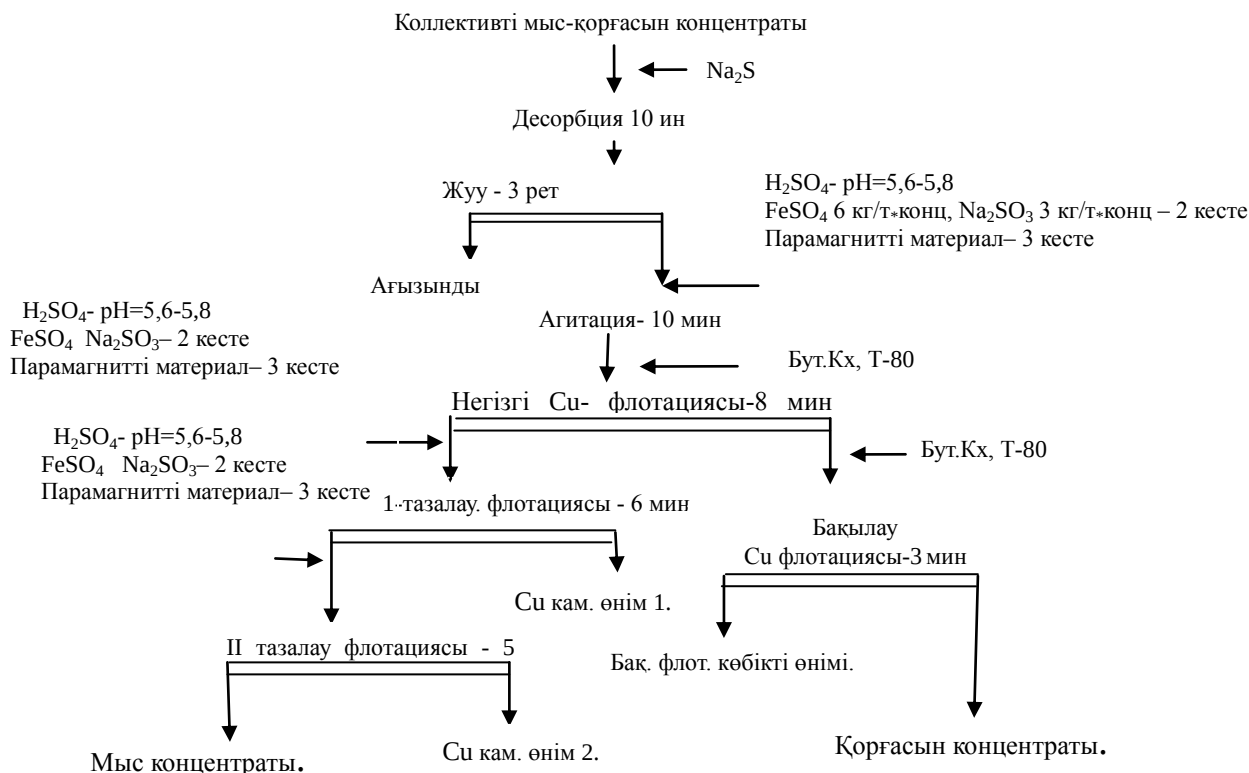


1 сурет – Артем кенорынының кенінің коллективті мыс-қорғасын флотациясының схемасы мен реагенттік режимі

2 кесте – Коллективті мыс – қорғасын концентратының әр реагенттік режимдегі флотация көрсеткіші

Өнім аттары	Шығымы, %	Үлесі, %				Бөліп алу дәрежесі, %				Ескерту
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
Си- Pb қ-т	9,4	13,95	23,6	11,5	18,0	65,9	65,8	13,0	16,7	Мырыш купоросы – 350 г/т БКс-40 г/т Т-80-60г/т
Кам. өнім 2	1,9	2,3	6,0	22,6	13,9	2,2	3,4	5,1	2,6	
Кам. өнім 1	6,4	1,52	4,0	12,7	12,1	4,9	7,6	9,7	7,6	
Бақ. флот. көбік.	9,9	2,1	4,3	24,95	14,1	10,4	12,6	29,5	13,8	
Қалдық	72,4	0,46	0,5	40,9	8,3	16,6	10,6	42,8	59,3	
Кен	100,0	1,99	3,37	8,32	10,13	100,0	100,0	100,0	100,0	
Си- Pb қ-т	6,3	16,9	26,8	7,7	16,6	57,2	56,3	6,3	10,7	Мырыш купоросы – 500 г/т БКс-40 г/т Т-80-60г/т
Кам. өнім 2	0,98	5,0	12,5	15,85	12,1	2,6	4,1	2,0	1,2	
Кам. өнім 1	5,3	0,95	2,25	8,9	8,3	2,7	3,9	6,1	4,5	
Бақ. флот. көбік.	7,5	5,0	9,5	14,65	11,3	20,2	23,8	14,2	8,6	
Қалдық	79,92	0,4	0,45	6,9	9,2	17,3	11,9	71,4	75,0	
Кен	100,0	1,86	3,0	7,72	9,8	100,0	100,0	100,0	100,0	
Си- Pb қ-т	9,62	14,73	24,75	5,87	19,21	71,5	72,5	8,4	20,7	Мырыш купоросы – 500 г/т БКс-60 г/т Т-80-90г/т
Кам. өнім 2	2,58	3,6	7,8	13,1	18,4	4,7	6,1	5,1	5,3	
Кам. өнім 1	10,46	0,91	1,2	9,7	12,5	4,8	3,8	15,3	14,7	
Бақ. флот. көбік.	5,8	2,9	4,0	16,0	17,7	8,5	7,1	14,0	11,6	
Қалдық	71,54	0,3	0,5	5,3	5,9	10,5	10,5	57,2	47,7	
Кен	100,0	1,98	3,29	6,63	8,87	100,0	100,0	100,0	100,0	

үрдістері тек $\text{pH}=5,6-5,8$ аумағында орындалады. Ірікті мыс флотациясының үлгісі 2 суретте көрсетілген, ал реагенттік режиммен осы режимдерде алынған концентрат сапалары мен бөліп алу дәрежелері 3 кестеде көрсетілген.



2 сурет – Артем кенорынының кенінің ірікті мыс флотациясының үлгісі мен реагенттік режимі

3 кестедегі сұльфидті технология көрсеткіштеріне қарап коллективті мыс-қорғасын концентратынан ірікт мыс және қорғасын концентратын алу тиімсіз болатынын көрсетеді.

Сапалы және бөліп алу дәрежесі жоғары мыс, қорғасын концентраттарын алу үшін №1, 2, 3 парамагнитті материалдарымен әр pH деңгейінде ірікті мыс флотациялары жүргізілді. Флотация есептемелері 4 кестеде көрсетілген. Оңтайлы іріктеу флотациясының көрсеткіштері №1 парамагнитті материалды қолданғанда $\text{pH}=5,6-5,8$ аумағында ғана болатыны айқындалды. Мыс концентратындағы мыстың үлесі - 30,8 %, қорғасынның үлесі - 5,3 %. Мыстың мыс концентратына бөліп алу дәрежесі - 82,4 %. Қорғасын концентратындағы қорғасынның үлесі - 51,08 %, мыстың үлесі - 1,57 %. Қорғасынның қорғасын концентратына бөліп алу дәрежесі - 74 %.

4 кестеге қарап №1 парамагнитті материал арқылы сульфит натри (3 кг/т*конц) мен темір купоросын (6 кг/т*конц) қолданбай алынған технология көрсеткіштері мономинералды галенит және халькопирит флотациясын дәлелдей алатынын көруге болады [7].

Бұл №1 парамагнитті материал өндіріс орындарына, технологияға экономикалық пәрменділік береді. Бірақ бұл парамагнитті материалдың мыс және қорғасын ірікті флотациясында концентраттардың сапасы мен бөліп алу дәрежелерін жоғарлауын көптеген ғылыми жұмыстар жасау керектілігін көруге болады.

3 кесте – Мыс және қорғасын концентраттарының сүльфидті технологияда әр реагенттік режимдегі флотация көрсеткіштері

Өнім аттары	Шығым, %	Үлесі,%				Бөліп алу дәрежесі,%				Ескерту
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
Мыс концентраты	2,9	25,5	9,6	1,9	21,9	5,3	0,8	0,9	4,9	БКс-20г/т Т-80-30г/т
Си кам. өнім 2	1,3	16,8	25,3	4,3	14,4	1,6	0,9	0,9	1,4	
Си кам. өнім 1.	3,9	16,5	30,1	5,2	14,4	4,6	3,37	3,25	4,4	
Бақ. флот. көбікті өнімі	6,3	19,9	18,2	3,4	16,6	9,0	3,3	3,4	8,2	
Қорғасын конц.	85,4	12,9	37,3	6,7	12,1	79,5	91,63	91,55	81,1	
Коллек. концентрат	100,0	13,87	34,8	6,24	12,76	100,0	100,0	100,0	100,0	
Мыс концентраты	2,44	22,2	15,8	3,6	18,1	3,7	1,1	1,4	3,4	БКс-20г/т Т-80-40г/т
Си кам. өнім 1.	6,61	19,8	24,3	5,3	16,25	9,1	4,6	5,6	8,2	
Бақ. флот. көбікті өнімі	26,55	27,2	9,5	3,6	21,2	49,9	7,3	15,4	43,3	
Қорғасын конц.	64,4	8,35	46,85	7,45	9,1	37,3	87,0	77,6	45,1	
Коллек. концентрат	100,0	14,45	34,68	6,19	13,0	100,0	100,0	100,0	100,0	
Мыс концентраты	34,4	23,9	18,3	3,1	20,4	58,2	25,0	13,1	38,2	БКс-60г/т Т-80-40г/т
Си кам. өнім 2	34,1	12,5	34,6	9,2	14,4	30,4	46,8	38,6	26,8	
Си кам. өнім 1.	9,0	5,7	35,3	14,6	12,1	3,7	12,6	16,2	5,9	
Бақ. флот. көбікті өнімі	2,8	10,0	24,55	9,85	18,9	2,0	2,7	3,4	2,9	
Қорғасын конц.	19,7	3,8	16,5	11,8	24,35	5,3	12,9	28,7	26,2	
Коллек. концентрат	100,0	14,03	25,21	8,12	18,34	100,0	100,0	100,0	100,0	
Мыс концентраты	53,8	26,7	12,7	3,15	23,6	88,8	24,8	24,9	75,1	БКс-15г/т Т-80-10г/т
Си кам. өнім 2	10,08	8,65	44,35	9,5	11,1	5,4	16,2	14,1	6,6	
Си кам. өнім 1.	12,0	4,55	47,35	7,65	8,1	3,4	20,6	13,5	5,7	
Бақ. флот. көбікті өнімі	4,06	2,4	55,4	11,4	5,2	0,6	8,2	6,8	1,2	
Қорғасын конц.	20,06	1,4	41,1	13,8	9,6	1,8	30,2	40,7	11,4	
Коллек. концентрат	100,0	16,16	27,5	6,8	16,9	100,0	100,0	100,0	100,0	

4 кесте – Мыс және қорғасын концентраттарының әр парамагнитті материал мен әр рН деңгейіндегі флотация көрсеткіштері

Өнім аттары	Шығым, %	Үлесі,%				Бөліп алу дәрежесі, %				Ескерту
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
Мыс концентраты	43,13	30,8	5,3	2,4	26,5	82,4	8,4	16,5	63,3	<u>Парамагнитті материал №1</u> pH=5,6-5,8
Си кам. өнім 2	5,76	18,4	18,8	8,5	20,3	6,6	3,9	7,8	6,5	
Си кам. өнім 1.	11,64	10,0	32,1	9,2	15,1	7,2	13,7	17,1	9,7	
Қорғасын конц.	39,47	1,57	51,08	9,3	9,4	3,8	74,0	58,6	20,5	
Коллек. концентрат	100,0	16,13	27,2	6,27	18,06	100,0	100,0	100,0	100,0	
Мыс концентраты	41,87	29,37	4,15	2,55	25,8	83,48	7,23	14,91	58,04	<u>Парамагнитті материал №2</u> pH=5,6-5,8
Си кам. өнім 2	7,44	12,3	25,3	10,9	16,2	6,2	7,83	11,32	6,47	
Си кам. өнім 1.	16,36	4,71	40,28	10,9	12,5	5,2	27,43	24,9	10,99	
Бақ. флот. көбікті өнімі	1,95	8,5	35,5	10,2	12,9	1,12	2,88	2,77	1,35	
Қорғасын конц.	32,38	1,82	40,52	10,2	13,3	4,0	54,63	46,1	23,0	
Коллек. концентрат	100,0	14,73	24,02	7,16	18,61	100,0	100,0	100,0	100,0	
Мыс концентраты	25,35	30,82	2,79	1,94	27,3	54,03	2,84	7,55	36,73	<u>Парамагнитті материал №3</u> pH=5,6-5,8
Си кам. өнім 2	5,07	20,64	15,2	6,07	21,4	7,23	3,1	4,72	5,75	
Си кам. өнім 1.	10,53	10,02	30,02	7,53	17,3	7,29	12,74	12,17	9,66	
Бақ. флот. көбікті өнімі	15,08	20,64	14,95	6,07	21,01	21,52	9,08	14,06	16,81	
Қорғасын конц.	43,97	3,26	40,79	9,11	13,3	9,93	72,25	61,52	31,04	
Коллек. концентрат	100,0	14,46	24,82	6,51	18,84	100,0	100,0	100,0	100,0	

4 кестенің жалғасы

Мыс концентраты	30,0	26,0	15,5	1,9	22,7	59,9	18,6	9,3	34,1	Парамагнитті материал №1 pH=5
Си кам. өнім 2	18,3	14,8	30,6	5,3	16,6	20,8	22,4	15,8	15,2	
Си кам. өнім 1.	36,1	6,2	33,1	9,2	16,6	17,2	47,8	54,2	29,9	
Бак. флот. көбікті өнімі	6,3	2,0	31,3	12,6	17,4	1,0	7,9	12,9	5,5	
Қорғасын конц.	9,3	1,6	9,1	5,1	33,5	1,1	3,3	7,8	15,3	
Коллек. концентрат	100,0	13,02	25,0	6,13	20,0	100,0	100,0	100,0	100,0	
Мыс концентраты	12,2	29,35	9,0	1,2	24,3	21,3	4,4	2,1	16,3	Парамагнитті материал №1 pH=6
Си кам. өнім 2	1,97	19,2	27,8	5,0	16,95	2,3	2,2	1,4	1,8	
Си кам. өнім 1.	46,2	21,7	22,3	4,6	19,2	59,6	41,4	30,3	48,8	
Бак. флот. көбікті өнімі	15,4	9,7	43,8	8,65	11,8	8,9	27,0	18,9	10,0	
Қорғасын конц.	24,23	5,5	25,6	13,7	17,3	7,9	25,0	47,3	23,1	
Коллек. концентрат	100,0	16,81	24,9	7,02	18,17	100,0	100,0	100,0	100,0	
Мыс концентраты	43,13	25,35	15,45	3,9	21,38	73,3	26,6	20,9	53,9	Парамагнитті материал №1 pH=7,5-8
Си кам. өнім 2	4,86	13,5	23,3	9,2	15,85	4,4	4,5	5,5	4,5	
Си кам. өнім 1.	8,99	9,9	27,36	11,17	16,2	6,0	9,8	12,5	8,5	
Бак. флот. көбікті өнімі	17,86	8,35	39,0	10,68	11,0	10,0	27,8	23,7	11,5	
Қорғасын конц.	25,16	3,8	31,16	11,89	14,7	6,3	31,3	37,4	21,6	
Коллек. концентрат	100,0	14,92	25,06	8,03	17,11	100,0	100,0	100,0	100,0	

Әдебиеттер

- 1 Кайпбаев Д.К., Бектурганов Н.С., Кошербаев К.Т. Исследование окислительно-востановительных процессов при перманганатной активации галенита // Комплексное использование минерального сырья. – 2005, №3. – С. 3-8.
- 2 Федосеев И.В. О возможности использования солей (III) для переработке хвостов обогащения медно – никелевых сульфидных руд // Цветные металлы. – 2006, №12. – С. 24-25.
- 3 Бочаров В.А., Игнаткина В.А. О роли железа и его соединений в процессах обогащения сульфидных руд цветных и благородных металлов // Цветная металлургия. – 2007, №5. – С. 4-12.
- 4 Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Муханова А.А., Қалдыбаева Ж. А. Мыс – қорғасын концентратын бөлу тәсілі. – Предпатент № 20209 – 17.11.2008 ж. – Бюл. № 11. – 6 бет.
- 5 Бакинов К.Г. Разработка и исследование бесцианидной технологии разделения свинцово-медных концентратов (с применением Na_2SO_3 и FeSO_4). Кан. дисс. Л., 1964. – С 165.
- 6 Конев В.А, Бакинов К.Г. Способ разделение свинцово-медных концентратов // Бюлл. Изобр. – 1958, №3.
- 7 Тусупбаев Н.К. О возможности механизме депрессии галенита с помощью парамагнитного материала // Комплексное использование минерального сырья. – 2008, №6. – С. 49-56.

Кен қалдықтарының бетінен шаң шығармау технологиясы

Жалғасұлы Н., Исмаилова А.А.

(Д.А. Конаев атындағы Кен істері институты, Алматы қ., Қазақстан)

Қазақстанның кен байыту фабрикаларының қалдықтары көбісінде өте зиянды, улы заттардың жиынтық қоймасына айналып, беттерінен шаң бөлініп, елді мекендерді басып қалатын уақыттары жиілеп кетті. Мақаланың басты мақсаты осы қалдықтар бетіне шаң шығармайтын технология ұсыну.

Түйінді сөздер: қалдықтар қоймасы, биотехникалық әдіс, рекультивация, препарат, гумус қышқылы.

Қалдықтар шығарылатын негізгі нысандарға өнеркәсіп, ауылшаруашылығы, көлік коммуникациясы, тұрмыстық қалдықтар жатады. Қазақстан Республикасы өнеркәсіп қалдықтарының мөлшері бір адамға шаққанда тұрмыс қалдықтарынан 20 еседен артық келеді. Өр өнеркәсіп өндірістері өнім өндірумен ғана айналысып қоймай, қаражат айналымын экология жүйесін қалыпты жағдайда ұстауға жұмсалынса, қоршаған орта ластанудан қорғалынатыны белгілі. Аз немесе қалдықсыз кешендер ұйымдастыру қажеттігі айқын, немесе бір жердің шеңберінен аспайтын қалдықсыз өндірістер емес, қалдықсыз өндірістік кешендер туралы сөз көтерілгені орынды. Кен қалдықтары өте көп мөлшерде пайдалы кендерді өндіргенде және байытқанда қордаланады. Қазіргі кезде қолданылатын технологияларға қарамай кеннің сапасы төмендеуіне байланысты шикізат мөлшерінің 50-60 пайызы қалдыққа айналып отырады.

Мемлекет басшысының елдегі экологиялық мәселелер, қоршаған ортаны қорғау саласындағы қабылданып жатқан шаралары талқыланды: «Жердің шөлейттенуі мен тозуы, кейбір елді мекендердегі ауа сапасының нашарлығы, суды тиімсіз пайдалану, өнеркәсіптерден зиянды заттардың ауаға тарауы мен қоқыс тастайтын орындардың ретсіз орналасуы, тұрмыстық қалдықтардың қордалануы сияқты қатерлер, мемлекет пен бизнес тарапынан нақты шаралар қабылдауды қажет етеді», - деді.

Елімізде 5754 түрлі жоғары болып саналатын өсімдіктер өседі, оның ішінде ағаштың 68 түрі, 669 бұталар мен талдар, 2598 көпжылдықтар, 849 біржылдық шөптер. Республиканың қызыл кітабына олардың 387 түрі аса іждағаттылықпен қорғалуға тиісті өсімдіктер тіркелген.

Жалпы биоәртүрлілікке (БӘ) микроорганизмдердің, жануарлардың, сол сияқты экожүйелердің табиғи жағдайларда бейімделген түрлері, тау-кен тастары техногендік шикізаттар, штамдар және т.б. тіршіліктің алуан түрлерін адамдардың өсіріп және көбейту жолындағы істері жатады. Бұл мәселе туралы 1992 ж. 5 маусымда (Рио-де-Жанейро, Бразилия) Халықаралық келісім жасалды, БҰҰ 1994 жылы оны бекітті, Қазақстан Республикасы 1994 жылы 19 тамызда № 918 Қаулысымен БӘ-ті ратификациялады.

Қазіргі уақытта дүние жүзі бойынша жер қойнауынан жыл сайын 100 млрд. тоннаға дейін руда, құрылыс материалдары, отын (4 млрд. т мұнай және газ, 2 млрд.т көмір) жердің беткі қабатына шығарылып отырылады, шамамен 92 млн.т минералды тыңайтқыштар мен 2 млн.т улы химикаттар пайдаланып, олар жер бетіне таралады. Атмосфераға 200 млн. тоннаның үстінде көміртек оксиді, 53 млн.тоннадай азот оксидтері, 50 млн.т көмірсутектері, 146 млн.т күкірттің диоксиді, 250 млн.т шаң газ тәрізді қалдық ретінде шығарылады.

Осы бағдарламаны іске асыру үшін 20 негізгі міндеттер анықталды, оның ішінде аумақтық экологиялық тұрақтылықты сақтауға, әсіресе аса көбейіп кеткен техногендік қалдықтарды рекультивациялау, олардың орналасқан жерінде өзіндік экожүйе қалыптастыру, флора мен фаунаның табиғи ортасының деградацияға ұшырау деңгейін төмендету, экологиялық аймақтың (орман, тау-кен, су т.б.) табиғи ресурстарын

элеуметтік жағдайда қауіпсіз пайдалану механизмдеріне немесе жүйелеріне антропогендік күшті азайтып, бейімділік сипатқа келтіру қолға алынды, оның ішінде кен-байыту өндірістері қалдықтарының бетінен шаң, газ бөлінбейтіндей етіп, биотехникалық шаралар қолданып, оны қайта қалпына келтіруді айтуға болады.

Қазақстан Республикасы үшін экологиялық қауіпсіздік ең маңызды мәселелердің бірі, қазір Республикамызда экологиялық дағдарыстың неғұрлым қауіпті көріністері белең алған: аймақтық техногендік шөлейттену, топырақтың тозуы, су ресурстарының тартылып өсімдіктердің ластануы, селдіреуі, тірі табиғаттың генетикалық қорының бүлінуі, тіршілікке қатер төндіретін қауіпті улы қалдықтардың қордалануы.

Қазақстандағы экологиялық ақуал туралы айтқанда бірнеше табиғи-элеуметтік факторлар көзге түседі.

Жапон ғалымы профессор Йодының (1995 жылы) анықтамасына сәйкес алдымыздағы 40-50 жыл аралығында жер шарының халқы алдында «Трилемма» деп аталатын апат қаупі көрініс бермек, яғни үш бірдей проблемалардың бір-бірімен қиылысуынан жаһандану мәселелсі тұмақ [1].



1 сурет – Жалпы экологиялық апаттың трилеммасы

Трилемма бір-бірімен өзара байланысты үш шектеуден тұрады:

- табиғи ресурстар, энергетика және азық-түлік;
- экономикалық даму;
- қоршаған орта.

Суретте көрсетілгендей, біріншіден, экономикалық даму кезінде ресурстар, энергетика және азық-түлік көп пайдаланылады, сөйтіп екеуінің арасынан ресурстардың азаюы экономикалық босқындар және т.б. мәселелер көтеріледі.

Екіншіден, экономикалық даму мен қоршаған орта арасынан: табиғи апаттар, жұқпалы аурулар, экологиялық «босқындар», кедейшілік, ластанған аудандардың

көбеюі сияқты мәселелер туындайды. Ал, қоршаған орта мен энергия ресурстары тамақ проблемалары өзара байланысқанда, орман, жер, су ресурстары ластанып, озонды қабат бұзылады, қышқыл жауындар жауады.

Мұның барлығы ХХІ ғасырдың ортасында, яғни жер шарындағы халықтың саны 10 млрд-қа жеткенде басталады. Осыншама халықтың негізгі мұқтажын қамтамасыз ету дүние жүзінде экономика бес есе өсуі қажет.

Бұл дағдарыс туралы Қазақстанның ұлттық академиясының академигі Ә.С. Бейсенова «Экология» атты еңбегінде «халық санының жылдам өсуі табиғатқа «тұтыну қысымының» өсуіне алып келеді, қазірдің өзінде табиғат ресурстары (су, топырақ, пайдалы қазбалар, отын қорлары) олардың өзін-өзі қалпына келтіре алмайтындай дәрежеде пайдалануында. Одан әрі жер қойнауындағы байлықты көп пайдалану табиғаттың тозып, бүлінуін жылдамдатады, кризиске алып келуі әбден мүмкін» - деп тұжырымдайды [2].

Д.А. Қонаев атындағы Кен істері институтында Қазақстан мен іргелес жатқан алыс және жақын шет елдердің әр түрлі топырақтық-климаттық, оның ішінде қуанданған және техногендік, сондай-ақ климаттың әр қилы қатаң жағдайларындағы аймақтарына арнап физиологиялық пәрменді препараттар топтамасы жасалынып шығарылуда және қазіргі таңда өндіріс пен халық шаруашылығының әр түрлі салаларында қолдану үшін олардың әр алуан модификациялары жасалу үстінде.

Бұл препаратты қолданудың арқасында біз ұсынып отырған тәсіл осыған дейінгі белгілі тәсілдермен салыстырғанда еңбек, материалдық және қаржы шығындары бойынша ең үнемді әрі тиімді тәсіл болып табылады.

Ал физиологиялық пәрменді бұл препараттардың шығу тегіне келетін болсақ, олар Қазақстанның жерінде көп кездесетін кәдімгі қоңыр кенорындарының отынға жарамсыз ұсақ бөліктерінен алынған [3].

Мезозой-кайнозой батпақтарында пайда болған қоңыр көмірлердің құрамында қазіргі шымтезектердің (торфтардың) органикалық заттарына ұқсас гуминдік қышқылдар, сондай-ақ кальций, магний, темір, алюминий, күкірт, фосфор, марганец, мыс, молибден, ванадий, никель, скандий, бериллий және басқадай макро-және микроэлементтер бар.

Қоңыр көмірлердің жоғарғы қабатын топыраққа қалыпты жағдайда ендіріп, олардың өсімдіктерге әсерін зерттегенде, өсімдіктердің салмағы өсіп, бой биіктіктері, дән түсімі және жапырақтарындағы хлорофилл көлемінің артқандығы байқалды.

Қоңыр көмірдің құрамында, әсіресе палеонтологиялық текке жататын қабатында, көп мөлшерде қарашірінді болады.

Қарашірінді – органикалық қалдықтар ыдырау өнімдерінің шіруі нәтижесінде пайда болған гуминдік қышқылдардан тұратын, жоғары молекулалы, күлгін түске боялған, ұсақ дисперсиялы органикалық зат. Қарашірінді өсімдіктердің қоректенуіне қажетті микроэлементтерге бай. Микроэлементтердің мөлшері қарашіріндіде қалың кара топыраққа қарағанда екі есе артық екендігі дәлелденген. Ал ауыр металдардың мөлшері қарашіріндіде шектеулі мөлшерден аз болып табылады. Қоңыр көмірдің, мысалы, Орталық Қазақстанда орналасқан «Қияқты» кенорны көмірінің құрамында 67-69 %- ға дейінгі деңгейде гуминдік қышқылдар бар. Сондықтан да құрамында гуминдік қышқылдардың көп мөлшері бар көмірлерді пайдаланудың қарапайым да болашағы зор жолы – олардан гуминдік препараттарды алу болып табылады.

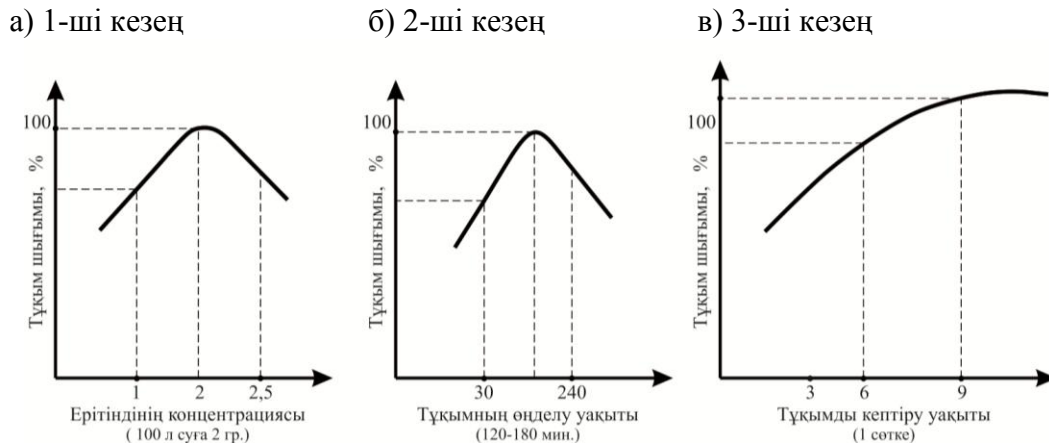
«Минералды шикізатты қайта өңдеудің физикалық-химиялық әдістері» зертханасында бірнеше жылдардан бері өндірістік қалдықтары бетінен улы шаңның бөлінуін бәсеңсіту немесе толық шығармау үшін, оның бетіне көк шалғын өсірудің биотехникалық әдістерін қалыптастыру үшін зерттеу жұмыстары жүргізілуде.

Қоңыр көмірден алынған препараттың өсімдік тұқымына әсерін анықтау үшін гуминдік ерітіндінің 1,0; 2,0; 2,5 пайыздық мөлшерімен дайындалды. Зерттеу жұмыстары міндетті түрде кезең-кезеңімен жүргізілді. Әр кезең 3 тәжірибелік

жұмыстан тұрды, барлығы 9 тәжірибе көпсатылы эксперимент жүргізілетін фитотронда өткізілді.

Зерттеу жұмысына газондық шөптердің төмендегідей түрлері алынды: қатты қызыл арпа дәні, қызыл шашты арпа дәні, қой арпасының дәні, шалғын қоңыротынның дәні, көпжылдық рейграс дәні және т.б.

Осы тандап алынған дәндер жоғарыда көрсетілген ерітіндінің құрамдық мөлшерімен өңделіп, пленканың астында 4 сағат буланады. Сонан соң 6 сағат бойына кептіріліп Жездіден әкелінген субстраттың құмына егілді[4-6].



2 сурет (а, б, в) – Суландырылған НЖА-1 препаратымен көк шөп тұқымын араластырып дайындау

2-ші суретте көрсетілгендей, тұқымдардың ең жақсы шығымы препараттың 2.0 грамм мөлшерімен араластырғандағысы болды. Одан көбірек, яғни препараттың 2,5 грамдық мөлшері өсімдіктің әрі қарай өсуіне 100 %- дан 80%-ға дейін тежейтінін көрсетті. Осы көрсетілген бірінші тәжірибеден кейін көкөніс дәндерінің келесі партиясы 3 вариантқа бөлініп, олардың әрқайсысы 2 грамдық препараттың ерітіндісімен араластырылып 30,60,180 минутқа тәжірибелік фитотронға қойылды. Ылғалдандыру күнделікті бір мезгілде жүргізілді.

Сонымен, қоңыр көмірдің майдасын қайта өндеуден өткізіп, экологиялық таза, биологиялық төзімді препарат-адаптоген алынды, осы препаратты пайдаланып байыту фабрикаларының қалдықтар үйінділерінің бетіне көк шалғын өсірудің технологиясы ұсынылды.

Әдебиеттер

- 1 Йоды. Трилемма, угрожающая миру, М., МГФ «Знание», 1999. – 186 с.
- 2 Бейсенова Ә.С., Шілдебаев Ж.Б. Экология, Алматы, Ғылым, 2001. – 136 б.
- 3 Кайрбеков Ж., Токтамысов М.Т., Жалгасулы Н., Ешова Ж.Т. Комплексная переработка бурых углей Центрального Казахстана. Қазақ университеті, баспа үйі. Алматы, 2014. – 223 с.
- 4 Исмаилова А.А. Кен қалдықтарының бетіне көкшалғын өсіру технологиясы. «Эффективное использование ресурсов и охраны окружающей среды-ключевые вопросы развития горно-металлургического комплекса», Усть-Каменогорск, 21 мая 2015 г.
- 5 Якушев Л.А., Жалгасулы Н., Исмаилова А.А. Утилизация отходов горных предприятий Казахстана. Межд.научная шк. Академика К.Н. Трубецкой, Москва, 2014. – С.401-404.
- 6 Жалгасулы Н., Черний Г.М., Исмаилова А.А. и др. Биотехническая рекультивация техногенных образований // Промышленность Казахстана. – 2011, № 4. – С.58-60.

Разработка флотоаппарата с высоконапорным ротационным пульсационным аэратором

*Жарменов А.А., Хайруллина С.Т., Сарсенбай А.А., Денисова Н.В.,
Абдимананов Н.Б.*

*(РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья
Республики Казахстан», г. Алматы, Казахстан)*

На укрупненном флотоаппарате с высоконапорным ротационным пульсационным аэратором проведены испытания на труднообогатимой тонковкрапленной золотосодержащей пробе руды месторождений Казахстана. Получены положительные результаты по извлечению металлов и по качеству получаемых концентратов.

Ключевые слова: тонковкрапленные золотосодержащие руды, флотоаппарат с высоконапорным ротационным пульсационным аэратором, частота пульсаций.

Одним из основных факторов, влияющих на ухудшение извлекаемости металлов в концентраты при обогащении руд на предприятиях Казахстана, является увеличение доли тонко- и эмульсионно вкрапленных руд. Проблема флотационного обогащения микродисперсий актуальна как для селективной, так и для коллективной флотации.

В середине прошлого века рядом исследователей рассматривались вопросы флотации тонких частиц [1-10] и было установлено, что наиболее эффективным является метод аэрации газами, выделяющимися из водной фазы флотосистем. Однако ни в теории, ни в практике значимых успехов достигнуто не было по следующим причинам:

– во-первых, в те годы объективно не было накоплено знаний о структурах воды, которые, как теперь стало известно, играют огромную роль в формировании межфазных ассоциатов (в том числе при выделении газов на минеральных поверхностях):

– во-вторых, не был решён вопрос об увеличении количества растворимых в водной фазе газов до количеств, обеспечивающих ведение флотопроцессов.

В течение всего этого срока делались многочисленные попытки создать аппарат, эффективно работающий по предложенному Классеном принципу, были испытаны вакуумный и эжекторный варианты, которые практического применения до настоящего времени не нашли. По той фундаментальной причине, что в воде не растворяется количество газов, необходимое и достаточное для флотации всех гидрофобных частиц, присутствующих в пульпе. В водной фазе систем в «нормальных» термодинамических условиях, в которых на практике и ведется процесс флотации, растворяется около 25 мг/л газов, чего заведомо недостаточно для флотации всех извлекаемых гидрофобных частиц.

Позже были изучены два принципиально важных направления совершенствования флотационных аппаратов: создание аппаратов большой единичной производительности для импеллерных флотомашин [11-14] и повышение удельной производительности за счет увеличения скорости и эффективности флотационных процессов для пневматических аппаратов: создание аппаратов интенсивной флотации [10-12]. В аппаратах интенсивной флотации процесс флотации осуществляется последовательно в два этапа: первоначально минеральные частицы закрепляются на пузырьках воздуха в реакторе, а затем минерализованные пузырьки отделяются от пульпы в сепараторе.

Большой вклад в развитие флотационных аппаратов интенсивной флотации внесли Максимов И.И., Чертилин Б.С., Краснов Г.Д., Самыгин В.Д. и другие исследователи.

К аппаратам интенсивной флотации относят флотационные машины следующих марок: JamesonCell [14], Imhoflot [18], Pneuflot [19], Centriflot [20], Pneumatic Cell [18], Contact Cell [22], которые установлены в 8 странах мира (США, Германия, Австралия, Чили, Швеция, Южная Африка, Испания, Польша).

В НИТУ «МИСИС» Самыгиным В.Д. и Филипповым Л.О. разработана многозонная флотационная машина (МФМ) [16-18], которая отличается от аналогов количеством пространственно выделенных зон и способами их соединения, что позволяет повысить селективность разделения за счет регулировки гидродинамического режима процесса флотации. Повышение селективности разделения тонкодисперсных частиц в МФМ за счет гидродинамических эффектов при оптимальных реагентных режимах позволяет снизить потери ценных компонентов с тонкими классами слабоконтрастных руд.

В лаборатории обогащения природного и техногенного минерального сырья РГП «НЦ КПМС РК» разработан пульсационной псевдокавитационный способ флотации газами, выделяемыми из водной фазы, в котором преодолён недостаток нехватки воздуха, и это позволило с большей полнотой отфлотировать микрочастицы.

При проведении исследований было установлено, что в колебательном поле акустического диапазона частот ограничение, связанное с ограниченной растворимостью газов воздуха в воде, не действует и выделение газов идет до тех пор, пока не оказываются отфлотированными все находящиеся в пульпе гидрофобные частицы. На этой базе был разработан эффективный акустический способ флотационного обогащения весьма тонко вкрапленных руд.

Механизм флотации, заложенный в работу ВРПА, аналогичен ультразвуковому механизму псевдокавитационной флотации, однако ВРПА существенно технологичнее с позиций практической реализации способа флотации микро- и наночастиц с выделением газов из водной фазы систем, так как реализуется в гидродинамическом аппарате и не нуждается в электронном генераторе частот. С развитием акустической техники это преимущество может быть потеряно.

Авторами изучались способы аэрации с выделением газов из водной фазы понижением давления и с использованием акустической кавитации [24-26], в результате чего было обнаружено неизвестное ранее явление «неиссякаемости» газов в пульсационных полях – если в отсутствие пульсационного поля при температуре не выше 25°C из воды выделяется не более 25 мг/л газов воздуха, то в пульсационном поле в присутствии гидрофобных дисперсий это ограничение исчезает и процесс аэрации, а значит и флотации, продолжается, как минимум, до тех пор, пока в водной фазе системы еще присутствуют гидрофобные дисперсии.

При рассмотрении дегазирующего действия акустических колебаний следует выделить три физических аспекта:

первый – качественный, заключающийся в том, что при наложении акустических колебаний на водную систему, содержащую растворенные газы, под действием системно изменяющегося давления происходит попеременное кавитационное растворение (в фазе высокого давления) и выделение (в фазе низкого давления) газов;

второй – при наличии в водной системе гидрофобных макро- и микроповерхностей образующиеся на них в фазе выделения газов кавитационные полости полностью не захлопываются (псевдокавитация), а растут как газовые пузырьки до некоторого резонансного размера, соответствующего частоте колебаний и другим физико-химическим параметрам;

третий – и главный, выявленный нами и заключающийся в том, что в отсутствие пульсационных колебаний из водной системы можно выделить не более 25 мг газов из одного литра воды (общепринятое [общепризнанное] физическое ограничение растворимости газов воздуха в воде), в то время, как при наложении на водно-дисперсную систему пульсационных колебаний газовые пузырьки псевдокавитационно

выделяются на гидрофобных поверхностях в количествах, кратно превышающих указанные выше ограничения в 25 мг/л воды – до тех, пока пузырьками не покроются все гидрофобные поверхности и частицы.

На изготовленном флотационном аппарате с высоконапорным ротационным пульсационным аэратором (ВРПА) были проведены укрупненные испытания.

Испытания проводились на труднообогатимой тонковкрапленной золотосодержащей пробе руды одного из месторождений Казахстан. По вещественному составу технологическая проба представляет сульфидный золотосодержащий тип руды черносланцевых толщ. Основной промышленно-ценный минерал золото, содержание которого составляет 6,93 г/т.

Концентратором тонко дисперсного золота являются пирит, арсенопирит, углеродсодержащее вещество. Состав породобразующих минералов в порядке убывания следующий: кварц, мусковит, доломит, ангидрит, углеродистое вещество.

По рациональному анализу (таблица 1) свободное золото и открытые сростки составляют 23,98%, связанное с сульфидами 19,39%, тонковкрапленное в кварце 54,18% и 2,45% покрытое кислоторастворимыми пленками.

Таблица 1 – Рациональный анализ золота в пробе руды

Формы нахождения золота	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
Свободное золото и открытые сростки	1,66	23,98
Покрываемое кислоторастворимыми пленками и содержащееся в карбонатах	0,17	2,45
Связанное с сульфидами	1,34	19,39
Тонковкрапленное в кварце	3,76	54,18
Всего	6,95	100,0

Перед проведением испытаний на пробе руды в изготовленном акусто-пульсационном флотоаппарате проведено изучение количественного соотношения выделяемого из водного раствора и подаваемого в процесс диспергируемого воздуха. Регулирование частоты пульсаций производилось ультразвуково-высокочастотным аппаратом. Для удобства проведения испытаний выполнен расчет частоты пульсаций и показаний регулятора (таблица 2).

Расчет частоты пульсаций производился по формуле:

$$F = \frac{V \times n}{60} \times k;$$

где:

F – частота пульсаций, кГц;

n – число зубцов на роторе (60);

v – число оборотов/мин (переменное)

k – диаметр шкива двигателя /диаметр шкива ротора: $\frac{2,35}{128}=1,83$

Определение количества воздуха, выделяющегося из раствора, проводилось способом непосредственного измерения этого количества воздуха, проходящего через единицу площади с помощью измерительного цилиндра. Цилиндр перед измерением заполняется водой, закрывается пробкой, переворачивается отверстием вниз и опускается в камеру, затем пробка открывается и в него из пульпы начинают поступать всплывающие пузырьки, вытесняющие жидкость. При измерении отмечается время заполнения воздухом, затем рассчитывается количество воздуха с учетом объема камеры. Результаты замеров представлены в таблице 3.

Таблица 2 – Расчет частоты пульсаций и показаний регулятора

Число оборотов/мин	Частота пульсаций, кГц	Показания регулятора
600	1,098	5,65
700	1,281	6,60
800	1,464	7,53
900	1,647	8,48
1000	1,830	9,42
1100	2,013	10,36
1200	2,196	11,30
1300	2,379	12,24
1400	2,562	13,20
1500	2,745	14,13
1600	2,928	15,07
1700	3,111	16,02
1800	3,294	16,96
1900	3,477	17,90
2000	3,660	18,84
2100	3,843	19,78
2200	4,026	20,73
2300	4,209	21,67
2400	4,392	22,61
2500	4,575	23,55

Таблица 3 – Результаты замеров подаваемого в процесс и выделяемого из его водного раствора диспергируемого воздуха

Число Оборотов/мин.	Частота пульсаций, кГц	Общий объем воздуха в камере, дм ³ /сек.	Объем подаваемого воздуха, дм ³ /сек	Объем воздуха выделяемого из раствора в камере дм ³ /сек
1000	1,166	5,99	1,32	4,67
1100	1,833	9,5	2,0	7,50
1200	2,000	11,2	4,1	7,10
1300	2,166	21,0	6,5	14,5
1400	2,333	25,8	8,9	16,9
1500	2500	40,6	11,5	29,1
1600	2,666	49,2	15,3	33,9
1700	2,833	63,9	17,5	46,4
1800	3,000	70,0	18,3	51,7
1900	3,166	77,5	19,2	58,3
2000	3,333	81,62	20,1	61,5

Подаваемый воздух замерялся реометром, имеющим готовую шкалу, по которой находилось число литров газа, протекающего в секунду при данном показании реометра; количество выделяемого из раствора воздуха определялось следующим образом: объем воздуха в камере минус объем подаваемого воздуха.

Анализ полученных результатов замеров подаваемого в процесс и выделяемого из его водного раствора диспергируемого воздуха показывает, что наиболее высокое выделение воздуха из водного раствора получено при частоте 3,333 кГц, количество

воздуха в камере выделяемого из раствора составило 61,5 дм³/сек, но при этом наблюдались выбросы пульпы из камеры.

При частотах пульсаций 2,833 кГц и 3,000 кГц количество воздуха, выделяемого из раствора, получено 46,4 и 51,7 дм³/сек соответственно, при данных параметрах и решено проводить стендовые испытания.

Руда измельчалась до 98-100 % класса минус 0,074 мм. Флотация проводилась по реагентному режиму, отработанному на стандартной флотомашине:

– при флотации углистого вещества расход вспенивателя МИБК составил – 200 г/т руды;

– при флотации золотосодержащих минералов расход ксантогената – 300 г/т руды, расход вспенивателя МИБК – 250 г/т руды.

В таблице 4 представлены результаты многодневных сравнительных испытаний на стандартной флотомашине и нафлотоаппарате с ВРПА.

Таблица 4 – Результаты сравнительных испытаний на стандартной флотационной машине и опытно-промышленном аппарате с ВРПА

Наименование показателей	Стандартная флотомашинa (ЛA)	Флотоаппарат с ВРПА
Содержание золота в руде, г/т	7,0	6,95
Содержание золота в концентрате, г/т	43,5	77,88
Извлечение золота в концентраты, %	81,5	84,0

Результаты показывают, что при флотации на флотомашине с ВРПА показатели получены выше: содержание золота в полученном концентрате на флотомашине с ВРПА составило 77,88 г/т руды, извлечение 84,0% против 43,5 г/т руды и 81,5% содержания и извлечения на стандартной флотомашине соответственно, содержание повышено в 1,8 раза, извлечение на 2,5%.

Таким образом эксперимент и практика флотации с разработанным высоконапорным ротационным пульсационным аэратором (ВРПА) показали, что колебания давления, которые создаются аэратором, обеспечивают эффективность функционального использования двух периодов:

– растворение дополнительного количества газов в высоконапорном периоде сжатия, что обеспечивает процесс аэрации необходимым количеством растворенных газов;

– псевдокавитационное выделение газов в периоде разрежения среды, чем и обеспечивается аэрация с выделением газов из водной фазы непосредственно на гидрофобных минеральных микрочастицах, то есть селективная флотация микродисперсий.

При этом ВРПА обеспечил весьма существенный положительный эффект при флотации микродисперсий не только по извлечению металлов, но и по качеству получаемых концентратов.

Источники

- 1 Абишев Д.Н., Еремин Ю.П. Обогащение тонковкрапленных руд – приоритетное направление горно-металлургического комплекса // Промышленность Казахстана. – 2000, №2. – С.96.
- 2 Классен В.И. Теория «селективной активации» флотируемых минералов воздухом, выделяющемся из растворов // Цветные металлы. – 1946, №5. – С. 31-36.

- 3 Классен В.И. Активация флотируемых минералов воздухом, выделяющимся из растворов // ДАН СССР. – 1948, Т.59, №5. – С. 929-932.
- 4 Классен В.И. Научные основы некоторых новых путей повышения эффективности обогащения мелких и тонких фракций руд и углей // Доклад на юбилейной сессии ученого совета в связи с XX-летием Института Горного дела АН СССР. – М., 1958. – 24 с.
- 5 Эйгелес М.А. Влияние размеров частиц на их активирование и пассивирование. // ДАН СССР. – 1947, Т.57, №9. – С. 919-922.
- 6 Классен В.И., Недоговоров Д.И., Дебердеев И.Х. Шламы во флотационном процессе. – М., Недра, 1969. – 60 с.
- 7 Глембоцкий А.В. Флотация ультратонких частиц // Цветные металлы. – 1978, №7. – С.112-114.
- 8 Бочаров В.А., Вигдергауз В.Е. Флотация сульфидных тонкодисперсных минеральных систем // Цветные металлы. – 1997, №3. – С. 8-11.
- 9 Классен В.И. О влиянии тонких шламов на флотацию // Горный журнал. – 1950, №10. – С. 21-24.
- 10 В.И. Классен. Основные пути повышения флотационного извлечения из руд тонкодисперсных ценных минералов // Научно-техническое совещание по проблеме «Комплексное использование месторождений полезных ископаемых». – М.: АН СССР, 1970. – С. 9-10.
- 11 Абрамов А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 1. – М.: МГТУ, 2004. – 471 с.
- 12 Dunn M. Commissioning of the Supercells TM World's Largest Flotation Machines / In: PROCEMIN 2010, Gecamin Ltd, Santiago, Chile, 2010, CD-ROM.
- 13 Лавриненко А. А. Современные флотационные машины для минерального сырья // Горная техника. – 2008. – С. 186-195.
- 14 Harder J. Trend in the Flotation of Metal Ores // AT Aufbereitungstechnik. – 2008, №5. – P. 4 -10.
- 15 Jameson G.J. New directions in flotation machine design // Minerals Engineering. – 2010. Vol. 23.Issues 11-13. – P. 835-841.
- 16 Самыгин В.Д. и др. Разработка флотомшины типа «реактор-сепаратор» конструкции МИСиС //Металлург. – 2010, №6. – С. 69-72.
- 17 Пневматическая флотационная машина: Патент РФ № 2 008121419 А, В03D 1/00; опубл.2009.
- 18 Filippov L.O. et al..The effect of the ultrasonic treatment of the air-pulp flow upon the flotation // In: XXVI International Mineral Processing Congress «1MPC 2012», New Delhi, India, 24 -28 September, 2012. – P. 1433-1442.
- 19 Imhof R.M., Battersby M.J.G., Brown J.V. Development of pneumatic flotation incorporating centrifugal separation // SME Annual Meeting, 2002 Phoenix, AZ, USA.
- 20 Markworth L., Jaspers W., Kottmann J. PNEUFLOT — Modern flotation technology in the 21st century. Saam conference, South Africa, 2007.
- 21 Brake I.R., Graham I.N., Drummond R.B. Centriflot pilot scale trial at Gooneylla coal preparation plant // 6th Australian Coal Preparation Conference, Paper GI, 1993. – P. 364-400.
- 22 Bahr A. Application and sizing of a new pneumatic flotation cell // In: Proc. 15th Int. Mineral Proceeding Congr., Cannes, 1985. – P. 314-326.
- 23 Amelunxen R.L. The contact cell: A future generation of flotation machines // Engineering and Mining Journal. 1993. Vol. 194(4). – P. 36.
- 24 Абишев Ж.Н., Бекенова Г.К., Денисова Н.В., Еремин Ю.П., Жарменов А.А., Ультаракова Д.Д., Хайруллина С., Чакиртова Н.Н. Комплексная переработка минерального сырья Казахстана – состояние, проблемы, решения. В 10-ти томах.

- Том 2: Теория и технология обогащения природного и техногенного минерального сырья. – Алматы, 2008. – 464 с.
- 25 Абишев Д.Н., Айсаутов М.А., Денисова Н.В., Ерёмин Ю.П., Жарменов А.А., Ультаракова Д.Д., Хайруллина С. Комплексная переработка минерального сырья Казахстана (состояние, проблемы, решения). В 10-ти томах. Том 2. Теория и технология обогащения природного и техногенного минерального сырья. – Астана, Фолиант, 2003. – 320 с.
- 26 Еремин Ю.П., Загайнов В.Г., Ультаракова Д.Д., Хайруллина С., Денисова Н.В., Бекенова Г.К., Левин В.Л. Псевдокавитационный принцип работы высоконапорного ротационного пульсирующего аэратора (ВРПА) и анализ полученных продуктов при флотации миодисперсий. // Вестник КазНТУ им. К.И. Сатпаева, Алматы. – 2007, №4. – С.154.

Золотые технологии и проекты Казмеханобра

*Жарменов А.А.¹, Шалгымбаев С.Т.², Болотова Л.С.², Петров А.И.², Романенко А.Г.²
(¹ РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан, ² Филиал РГП «НЦ КПМС РК»
ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан)*

В докладе представлена информация об инновационных разработках Казмеханобра в области переработки золотосодержащих руд различного состава. Приведены сведения о внедренных технологиях и проектах в Республике Казахстан за последние годы.

Ключевые слова: золотосодержащие руды, инновационные технологии, кучное выщелачивание, золотоизвлекательные фабрики, сорбция, десорбция, электролиз.

Республика Казахстан в последние 10-15 лет ежегодно наращивает объемы добычи золота. В советское время добыча золота в Казахстане достигала 20 тонн, к концу 1990-х упала до 8,8 т (1998). К настоящему времени Казахстан нарастил добычу золота в несколько раз. По результатам 2014 года страна занимала 16-е место в мире (47,8 т) среди ведущих стран-золотодобытчиков. В 2014 году по сравнению с 2013-м добыча золота выросла на 5,4 тонны, то есть на 13 % [1]. По сообщению республиканского агентства по статистике в январе-октябре 2015 г производство необработанного и полубработанного или в виде порошка золота составило 51,529 т, т.е. рост составил 30,2% по сравнению с аналогичным периодом прошлого года. Предприятия Казахстана в этот период 2015 г. произвели 25,688 т аффинированного золота, что на 18,5% больше, чем за аналогичный период прошлого года.

Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр» внес существенный вклад в увеличение золотодобычи в Республике Казахстан, разрабатывая и внедряя инновационные технологии. За последние 15 лет деятельности Казмеханобра разработан целый ряд инновационных технологий, которые не имеют аналогов в мире. В эти годы Казмеханобром была разработана высокоэффективная инновационная технология кучного выщелачивания золота из бедных золотосодержащих руд, комплексных золото-медных руд и техногенных отходов, защищенная патентами РК [2, 3], при которой наблюдается малый расход воды и реагентов и соответственно малая негативная нагрузка на окружающую среду.

До 90-х годов прошлого столетия в Казахстане не вели переработку такого бедного сырья. В 1991 году начало функционировать лишь одно предприятие по кучному выщелачиванию золота – Васильковский ГОК. На период 2013 года было пущено в эксплуатацию уже около 20 новых предприятий кучного выщелачивания, построенных по инновационным технологиям и проектам Казмеханобра (на рудниках Жанан, Мукур, Миялы, Балажал, Аксу, Бестюбе, Узбой и др.), что позволило увеличить отечественный выпуск золота более чем на 10 тонн в год при сокращении в 2 раза капитальных и эксплуатационных затрат [4].

Впервые в Казахстане Казмеханобром разработано и внедрено предварительное окомкование руды и укладка её в штабель кучного выщелачивания с применением штабелеукладчика. Окомкование было использовано на рудниках Суздаль, Мукур, Мизек Комаровский и др. (рисунок 1). Окомкование глинистых и шламистых руд, как правило, повышает извлечение золота и ускоряет процесс выщелачивания [5].



а)

б)

Рисунок 1 – Предварительное окомкование руды и укладка ее в штабель на рудниках Суздальский (а) и Северный Аркалык (б)

Определенный интерес представляло решение о переработке смеси руд глинистой и щебенистой на УКВ рудника Жанан без предварительного окомкования. Казмеханобром были разработаны соотношения смеси глинистых и щебенистых руд и выданы рекомендации по использованию данных смесей в производстве. Многолетний опыт эксплуатации УКВ Жанан подтвердил выданные рекомендации. Однако следует отметить, что в этом случае требуется строгое соблюдение оптимальных соотношений.

Разработанные Казмеханобром трехстадиальная каскадная схема сорбционного извлечения золота ионообменной смолой, оригинальная конструкция колонн сорбции и обвязка колонн, позволили максимально интенсифицировать процесс кучного выщелачивания и повысить его эффективность, минимизировать процессы перекачки смолы и соответственно механическое воздействие на них, повысить насыщение смолы золотом и сократить оборот золота с рабочими растворами (рисунок 2).



а)

б)

Рисунок 2 – Трехстадиальная каскадная схема сорбционных колонн на рудниках Центральный Карамурун и Узбой

Инновационные технологии десорбции и электролитического извлечения золота с получением товарной продукции – сплава Доре, и аппаратура для осуществления процессов, разработанные Казмеханобром, также защищены патентами [6-8]. Технологии десорбции золота, регенерации смолы и электролиза являются высокоэффективными и наиболее современными в мировой практике. Основные преимущества: это сокращение капитальных и эксплуатационных затрат,

обусловленные сокращением продолжительности процесса до 18-24 часов. Кроме того, весь процесс эффективной десорбции осуществляется в одной колонне. Еще одна разработка Казмеханобра – это замена дорогостоящих платиновых анодов для процесса электролиза золота из тиомочевинных элюатов на дешевые композитные аноды и «ноу-хау» по их применению, обеспечивающее продолжительный срок их работы. Использование эффективной технологии десорбции, регенерации смолы и электролиза, разработанной Казмеханобром, по сравнению с традиционной, применяемой в России, позволяет сократить капитальные затраты более чем на 1 млн. долларов США и эксплуатационные около 300 тыс. долларов США в год при производительности цеха десорбции 1,5 тонны насыщенной смолы в сутки. По разработанным Казмеханобром проектам с использованием инновационных технологий были построены и успешно эксплуатируются заводы Доре в г.Усть-Каменогорске, Семее и Степногорске с выпуском золота по 1,5 тонны в год каждый (рисунок 3), Киргизии (Макмал) и Китая (Аси) [9, 10].



а)

б)

Рисунок 3 – Заводы Доре в г.г. Семей (а) и Степногорске (б)

В 2012-2015 гг. с использованием вышесказанных инновационных технологий разработаны Технологические Регламенты для строительства новых промышленных предприятий по кучному выщелачиванию золота из окисленных бедных руд месторождений Жалтырбулак и с-з фланга Боко-Васильевского рудного поля, Казахстан; Каматор, Куранджайляу Киргизия и др.

Казмеханобр совместно с крупными золотодобывающими предприятиями Республики Казахстан успешно реализует передовой мировой опыт переработки коренных золотосодержащих руд. АО «АК Алтыналмас» для реконструкции старой Акбакайской ЗИФ предложил использовать комплексную гравитационно-гидрометаллургическую технологию, применяемую на южно-африканских золотодобывающих предприятиях. Технология включает гравитационное обогащение руды на центробежном концентраторе Nelson и переработку полученного концентрата в аппарате интенсивного цианирования Asacia. Хвосты гравитации перерабатываются по технологии СР с использованием оборудования Pumpcell Plant, которое является эксклюзивной разработкой компании Kemix. Казмеханобром был разработан технологический регламент и выполнена адаптация южно-африканского проекта на строительство Акбакайской ЗИФ, в результате чего стало возможным АО «АК Алтыналмас» в очень сжатые сроки построить новую Акбакайскую ЗИФ, производительностью 1 млн. тонн сырья в год. Фабрика запущена в эксплуатацию в 2011 году. В первые годы работы на Акбакайской ЗИФ перерабатывали лежалые хвосты старой обогатительной фабрики, в настоящее время перерабатывают руду

месторождений Акбакай и Бескемпир. Использование инновационной технологии позволило эффективно переработать техногенные отходы и увеличить выпуск металла.

В 2013 г. Казмеханобром был разработан технологический регламент на проектирование золотоизвлекательной фабрики по переработке руды месторождения Пустынное производительностью 2 млн. тонн руды в год, которая была построена и успешно запущена в эксплуатацию АО «АК Алтыналмас» в конце 2014 года. Переработка руды также осуществляется по комплексной гравитационно-гидрометаллургической технологии, которая хорошо зарекомендовала себя на Акбакайской ЗИФ.

В 2015 году Казмеханобром разработан технологический регламент на проектирование золотоизвлекательной фабрики по переработке руды месторождения Комаровское в Житикаринском районе Костанайской области на производительность 2,5 млн. тонн руды в год с использованием передового мирового и отечественного опыта. АО «Казцинк» планирует строительство ЗИФ.

В 2014-2015 г.г. Казмеханобром проведен большой комплекс исследований по изучению технологических свойств окисленной и первичной руды месторождений Южный и Северный Райгородок, расположенных в Акмолинской области. По результатам исследований разработана эффективная технологическая схема переработки руды и разработан технологический регламент на проектирование ЗИФ. В основу Регламента заложены инновационные технологии переработки руды. Ожидаемое извлечение золота из руды при его содержании 2,24 г/т составит 86,17 %.

Особое внимание авторы уделяют более сложному типу руд, которые по своему вещественно-минералогическому составу и технологическим особенностям относятся к категории двойных упорных руд – углисто-мышьяковистые сульфидные руды, обладающие эффектом «preg-robbing» [11, 12]. Для устранения этого эффекта «preg-robbing» южно-африканская компания BIOMIN предложила использовать новый инновационный процесс NiTeCC – High Temperature Caustic Conditiong [13]. Технология представляет собой обработку хвостов сорбционного выщелачивания (CIL) раствором гидроксида натрия при высокой температуре для десорбции золота из углистого материала «preg-robbing» в раствор и последующего сорбционного извлечения золота активированным углем. Данная инновационная технология была заложена в Технологические Регламенты, разработанные Казмеханобром для проектирования золотоизвлекательной фабрики по переработке сульфидной руды месторождения Бакырчик [14] и хвостов CIL Суздальского металлургического завода [15]. В настоящее время Казмеханобром завершено проектирование производственного цеха NiTeCC и АО «ФИК Алел» ведет строительство цеха. Успешное освоение инновационной технологии NiTeCC на Суздальском заводе позволит увеличить выпуск золота и дать дорогу инновационной технологии для других компаний Казахстана, планирующих переработку «двойных упорных» руд.

Авторы в комплексе решают проблему переработки различного золотосодержащего сырья с получением товарной продукции аффинированного золота высокой чистоты.

В соответствии с лучшими мировыми аналогами в области аффинажа драгоценных металлов авторами работы выполнен рабочий проект аффинажного завода в г. Астане по технологии электрохимического метода аффинажа драгоценных металлов, которая, в комплексе с используемым в технологическом процессе оборудованием, обеспечила абсолютную экологическую безопасность, возможность перерабатывать низкокачественные виды сырья с повышенным содержанием примесей, высокую степень очистки товарного продукта, высокое извлечение и получение готовой продукции чистотой не менее 99,99%. В 2013 г. аффинажный завод был введен в эксплуатацию, и тем самым стал успешным завершением проекта, выполняемого в рамках реализации ГПФИИР на 2010-2014 гг.

Реализация в промышленных условиях впервые разработанных авторами новых прорывных наукоемких технологий переработки труднообогатимого золотосодержащего минерального и техногенного сырья, ранее не перерабатываемого в Республике Казахстан, позволила расширить сырьевую базу и решить стратегическую задачу вхождения Казахстана в 30 наиболее развитых стран с обеспечением устойчивого развития золотодобывающей подотрасли, повышения инвестиционно-инновационной привлекательности, как внутри страны, так и в других государствах, реализуя стратегическую задачу концепции развития науки – экспорта наукоемких технологий, созданных в Республике Казахстан.

Каждая третья тонна золота в Казахстане производится по инновационным технологиям, разработанным филиалом РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр».

Источники

- 1 Верхозин С.С., к.ф.н. URL: <http://zolotodb.ru/articles/foreign/11194>.
- 2 Болотова Л.С., Ахметов Н.И., Сыздыков Е.К. Патент РК № 15831. Способ кучного выщелачивания золота из поликомпонентных золотосодержащих руд.
- 3 Болотова Л.С., Романенко А.Г., Клец А.Н., Абдуажитов М.К. Патент РК № 18619. Способ очистки сточных вод от тиомочевины.
- 4 Болотова Л.С., Клец А.Н., Космухамбетов А.Р., Новоселов В.А. Развитие технологии кучного выщелачивания золота в Казахстане. Актуальные вопросы развития технологий добычи и переработки руд цветных и благородных металлов, материалы конференции, 2 июня 2005 г., Усть-Каменогорск. – С. 144-148.
- 5 Акжаркенов М.Д., Алтынбек Ш.Ч., Романенко А.Г., Болотова Л.С., Байконурова А.О. Оптимальные параметры агломерации для последующего кучного выщелачивания золота // Промышленность Казахстана, 06.2012, ПК 3(72). – С. 87-89.
- 6 Болотова Л.С., Романенко А.Г. Патент РК № 19851. Способ извлечения золота из синтетических ионитов.
- 7 Болотова Л.С., Романенко А.Г. Патент РК № 19854. Электролизер для извлечения золота и серебра из сернокислых растворов тиомочевины.
- 8 Болотова Л.С., Романенко А.Г. Патент РК № 20127. Способ извлечения золота и серебра из растворов электролизом.
- 9 Болотова Л., Романенко А. Инновационные технологии и разработки в области благородных металлов // Промышленность Казахстана. – 2013, № 4(79). – С. 24-26.
- 10 Болотова Л.С., Романенко А.Г. Золотые технологии в производство. Труды Национального Центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан. – Алматы, 2013. – С. 429-438.
- 11 Шалгымбаев С.Т., Болотова Л.С., Джалолов Б.Б. Инновационная технология переработки двойной упорной руды – прорыв в развитии золоторудного потенциала Казахстана // Сб. матер. междунар. симпоз. «Гигантские месторождения золота центральной Азии. Укрепление золоторудного потенциала Казахстана», 13-14 марта. – Алматы (Казахстан), 2014. – С. 170-173.
- 12 Шалгымбаев С.Т., Болотова Л.С., Джалолов Б.Б. Гидрометаллургическая технология переработки углистых золотомышьяксодержащих сульфидных руд // Науч.-техн. журн. Промышленность Казахстана. – Алматы (Казахстан), 2014, №1. – С. 50-55.
- 13 Ян Альберт ван Никерк, Йохан Валдемар Оливиер, Крэйгван Буурен, Кристоф Алан ван ден Хёвел, Джеффри Гордон Джардин. Технологии компании Biomin для оптимизации извлечения золота из упорных золотых руд.
- 14 Технологический регламент на проектирование золотоизвлекательной фабрики по переработке руды месторождения Бакырчик, расположенного в Восточно-

- Казахстанской области, с использованием биотехнологии для переработки флотоконцентрата. – Казмеханобр, Алматы (Казахстан), июнь 2013 г.
- 15 Технологический регламент на проектирование производственного цеха для отработки в опытно-промышленных условиях инновационной технологии НИТЕСС на участке «Суздальский», Алматы (Казахстан), март 2015 г.

Использование алюмосиликатных шлакообразующих смесей для оптимизации процессов обработки стали на установке печь-ковш

Жиембаева Д.М., Ахметов А.Б., Карсенбекова Л.А., Омаров М.Х., Ильясов А.Э.
(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж.Абишева», г. Караганда)

Приведены результаты петрографического анализа шлаков, отобранных на установке печь-ковш с целью определения влияния алюмосиликатной смеси на изменение фазового состава конечного ковшевого шлака. Подача смеси на шлак в ковш осуществлялась для устранения процесса застывания ковшевого шлака – «коржеобразование» и улучшения условий разливки стали на МНЛЗ.

Ключевые слова: алюмосиликатная смесь, ковшевой шлак, вюстит, фаза, «коржевание».

Согласно существующей в кислородно-конвертерном цехе АО «АМТ» технологии, после выплавки стали в конвертере при ее выпуске в сталеразливочный ковш производят отсечку печного шлака и затем на машине скачивания шлака удаляют его остатки, во избежание восстановления фосфора и улучшения процесса десульфурации. Для удаления серы из стали, на установке печь-ковш (УПК) наводят новый шлак толщиной ~50 мм присадками извести, плавикового шпата, алюминия, прочих легирующих и флюсующих материалов. Получаемый высокоосновной шлак склонен к застыванию, с образованием так называемого «коржа», в виде настыля на уровне шлакового пояса ковшей, удаление которого сопряжено с преждевременным выходом ковшей из оборота и затруднением разливки на МНЛЗ.

В ходе проведения экспериментов на АО «АрселорМиттал Темиртау» алюмосиликатную смесь, химический состав которой представлен в таблице 1, подавали на установке печь-ковш в количестве 200 – 400 кг на поверхность шлака после продувки аргоном.

Таблица 1 – Химический состав опытной алюмосиликатной смеси

CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	S	C
3,23	43,2	18,0	0,362	9,2

При этом наблюдалось резкое сокращение процесса «коржевания» и исключение образования разряжения и подвисания шлака при разливке стали на МНЛЗ. Алюмосиликатная смесь, равномерно распределяясь на поверхности шлакового слоя и обладая температурой плавления незначительно превышающую температуру жидкой стали взаимодействует с фазами, имеющимися в шлаке, приобретает жидкотекучесть и заполняет существующие трещины в шлаковой корке, тем самым препятствуя образованию монолитного покрова. В результате шлак переходит из гомогенного состояния в гетерогенное (по макроструктуре), превращаясь, по сути, в обломки и становясь менее прочным.

С целью определения механизма воздействия алюмосиликатной смеси на структурные свойства были проведены петрографические исследования фазовых составляющих шлаков. Анализировались пробы с нескольких плавок, во время которых шлаки отбирались до обработки шлакообразующей смесью в ковше и после обработки смесью.

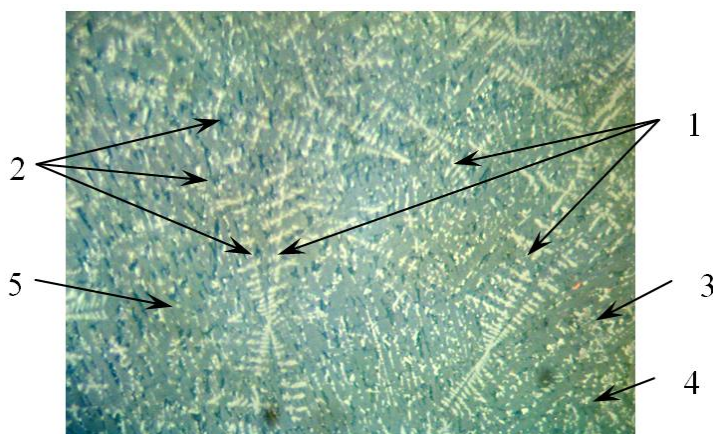
В таблице 2 приведены химические составы проб шлака от плавок №162748 и №262823. Как видно из данных таблицы существенных изменений по химическому составу как бы не наблюдается, кроме основности шлаков обработанных присадками алюмосиликатной смеси, отношение CaO к SiO₂ снизилось с 6,1 и 6,7 до 3,9 и 4,4 соответственно.

Таблица 2 – Химический состав ковшевых шлаков

Номер плавки	Момент отбора пробы	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	MnO	Fe _{общ}	FeO	C	CaO/SiO ₂
162748	до присадки алюмосиликатной смеси	22,21	6,09	36,95	9,0	5,13	11,85	8,82	не обн	6,1
262823	до присадки алюмосиликатной смеси	16,59	6,41	42,87	8,17	5,5	8,50	6,1	0,045	6,7
162748	после присадки алюмосиликатной смеси	23,26	8,73	34,0	2,72	5,25	12,30	9,5	0,18	3,9
262823	после присадки алюмосиликатной смеси	18,16	8,80	38,43	13,61	5,74	8,50	8,14	0,10	4,4

Ниже приводится петрографическое описание шлаков.

Шлак, отобранный из ковша до обработки алюмосиликатной смесью, от плавки №162748, черный, блестящий, блеск смолистый, прочный. Имеются поры от 0,1 до 4 мм. Проба сложена вытянутыми неправильными зернами вюстита (FeO), имеющего показатель твердости в пределах 5,0 – 5,5 по десятибалльной шкале Мооса. Зерна вюстита образуют нитевидные соединения, которые собираются в крестовидные ярко выраженные дендриты. Дендриты располагаются в смеси стекла (нераскристаллизованного шлака) сложного состава, а также среди зерен алюмината кальция (12CaO·7Al₂O₃). В стекле в незначительном (до 0,5 %) количестве наблюдаются выделившиеся единичные микрочастицы феррита кальция (2CaO·Fe₂O₃) и двухкальциевого силиката (2CaO·SiO₂). Нераскристаллизованное стекло сложного состава в виде твердого раствора, возможно, содержит некоторое количество P₂O₅ (по Лапину) (рисунок 1).



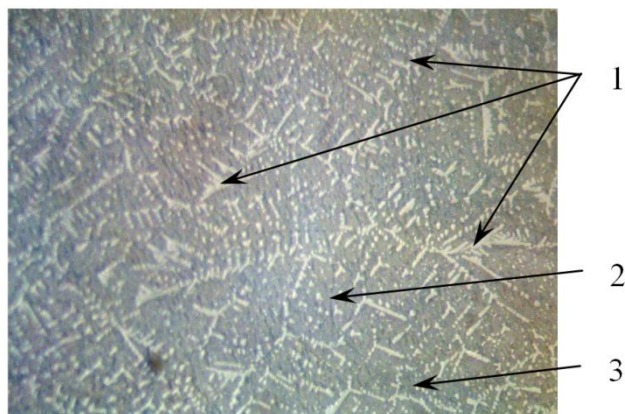
1 – вюстит, 2 – алюминат кальция, 3 – феррит кальция, 4 – двухкальциевый силикат, 5 – стекло сложного состава

Рисунок 1 – Микроструктура шлака, не обработанного алюмосиликатной смесью плавки №162748, х625

Шлак от плавки №262823, также отобранный из ковша до обработки алюмосиликатной смесью, плотный, неравномерно крепкий, двухслойный. Внутренняя

сторона шлака бурая, матовая. Внешняя – черная, блестящая, смолистая. Шлак почти не имеет пор.

Зерна вюститита (FeO) образуют еще больше, чем в пробе предыдущей плавки, выраженную сетчатую структуру из дендритных образований, как бы создавая жесткий каркас, (рисунок 2). Центральная часть петель каркасной сетки также заполнены алюминатом кальция ($12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$), в отдельных участках встречается стеклоподобный материал сложного состава.



1 – вюстит, 2 – алюминат кальция, 3 – стекло сложного состава

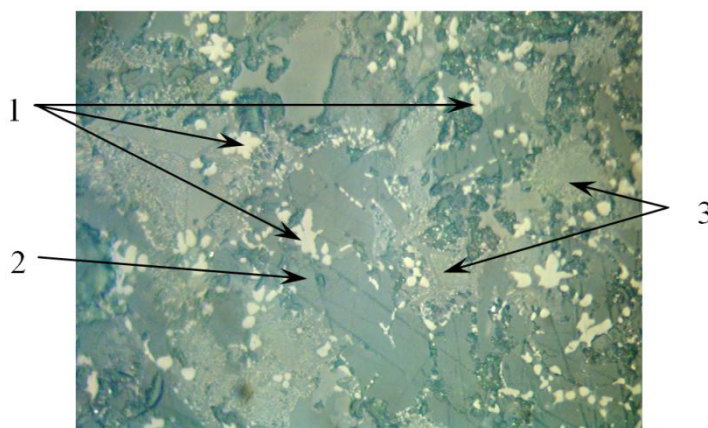
Рисунок 2 – Микроструктура шлака, не обработанного алюмосиликатной смесью плавки №262823, х625

В обоих шлаках не обработанных смесью дендриты вюститита образуют сетчатую структуру, создавая жесткий каркас в конгломерате из алюмината кальция и стекла, тем самым придавая шлаку прочность и способствуя образованию «коржа».

Пробы шлака после обработки алюмосиликатной смесью отбирались спустя 15-20 минут после ее подачи на шлак. Как и предыдущие образцы шлака были подвергнуты петрографическому исследованию.

Шлак от плавки №162748 после присадки алюмосиликатной смеси получился высокопористым, поры достигают размером до 10 мм. Порообразование возможно вызвано наличием более высокого содержания углерода в нем, поступившего в составе алюмосиликатной смеси. Цвет буровато-черный, матовый. Шлак довольно хрупкий, и, только в отдельных участках – крепкий, в поперечном срезе матовый, стенки пор неровные. Шлак неоднородный как по блеску, так и по макроструктуре.

Вюстит (FeO), в отличие от вюститита в пробах шлаках отобранных до присадки смеси, представлен продуктами разрушения сетки вюститных дендритов, которые трансформировались в вермикулярные по форме и несвязанные между собой зерна. Алюминат кальция ($12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$) представлен в виде крупных порфиroidных образований, заполняющих пространство между зернами вюститита (рисунок 3). В отдельных частях наблюдаются темно-серые сростки геленита [$\text{Ca}_2\text{Al}(\text{SiAlO}_7)$] в алюминате кальция. Также как и в пробах без обработки смесью, на площади шлифа наблюдается нераскристаллизованное стеклоподобное вещество, содержащее твердые растворы P_2O_5 .

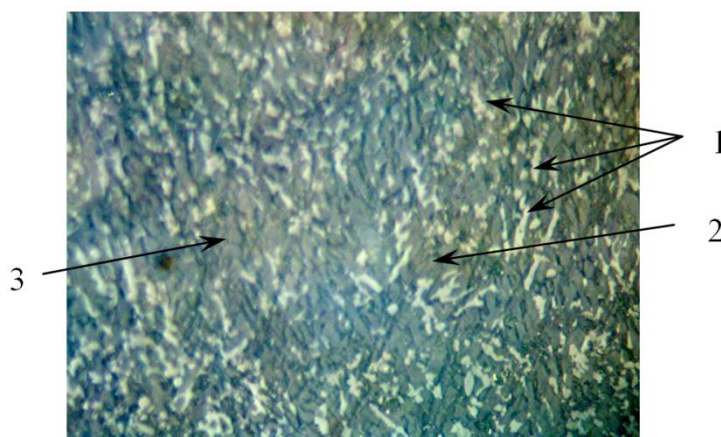


1 – вюстит, 2 – алюминат кальция, 3 – стеклоподобное вещество

**Рисунок 3 – Микроструктура шлака, обработанного
алюмосиликатной смесью плавки №162748, х625**

Шлак со смесью от плавки №262823 бурый, матовый, в отдельных участках блестящий, черный, смолистый, высокопористый. Внутренние стенки неровные, матовые, поры крупные. Наблюдаются включения металлического железа. Шлак довольно крепкий.

Зерна вюстита (FeO) распределяются на площади шлифа более равномерно, часто имеют вытянутую форму, придавая шлаку структуру течения. В этой пробе вюстит не образует каркаса и имеет еще более выраженную вермикулярную форму. Между зернами вюстита наблюдаются довольно крупные нитевидные включения алюмината кальция ($12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$), заполняющего промежутки между зернами вюстита и стекловидного нераскристаллизованного шлака. В отдельных участках сохраняется незначительное количество стеклоподобного вещества, которое возможно содержит твердые растворы MgO и P_2O_5 (рисунок 4).



1 – вюстит, 2 – алюминат кальция, 3 – стеклоподобное вещество

**Рисунок 4 – Микроструктура шлака, обработанного
алюмосиликатной смесью плавки №262823, х625**

Как видно из описания пробы шлака после обработки смесью, шлак сложен теми же минералами (вюстит, алюминат кальция и стекло), как и образцы до обработки. Однако в отличие от первых, последние, обработанные алюмосиликатной смесью имеют измененную форму (облик) кристаллов. Дендритная сетка вюстита, ранее

скреплявшая остальные фазы, трансформирована и вюстит, вероятно под влиянием компонентов алюмосиликатной смеси, приобрел вермикулярную, червеобразную форму, делая шлак пористым и хрупким. Зерна алюмината кальция становятся более сглаженными.

Таким образом, установлено, что ковшевые шлаки, отобранные до и после обработки алюмосиликатной смесью, при схожести минералогического состава, слагающего шлаки, сильно различаются по форме минералов. В первом случае оксид железа (вюстит) представлен в виде дендритной сетки, образующей жесткий каркас, который и придает шлаку прочность. Алюминат кальция и стекло при этом выполняют роль цемента, плотно заполняя пространство дендритной сетки.

В ковшевых шлаках обработанных смесью основные минералы, как образующие, так и заполняющие каркас, приобретают более благоприятную червеобразную и округлую форму, что делает шлак менее прочным и, соответственно менее склонным к образованию коржей и настелей. Как было визуальное установлено, при проведении опытных испытаний, обработанный смесью шлак на поверхности стали становится более неоднородным, образуя множество трещин, заполненных жидкоподвижной, и, по всей видимости, более легкоплавкой фазой. Последнее явление вкупе с получаемой меньшей прочностью шлака предопределяет улучшение условий внепечной обработки стали на УПК при продувке аргоном и подаче легирующих через него в сталь, оптимизирует условия разливки на МНЛЗ и облегчает его удаление из опорожненного ковша, без разрушения огнеупоров в районе шлакового пояса.

Флотация хвостов обогащения медных руд жезказганской обогатительной фабрики с применением модифицированных реагентов

Жолдыбаева М.А.¹, Турысбеков Д.К.², Тусупбаев Н.К.², Шаутинов М.Р.¹
(¹Казахский Национальный Исследовательский Университет им. К.И. Сатпаева,
г. Алматы, Казахстан, ²АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащении»,
г. Алматы, Казахстан)

В работе представлены результаты исследований лежалых хвостов Жезказганской обогатительной фабрики с применением нового модифицированного флотореагента на основе бутилового ксантогената и нефти Кумкольского месторождения. Исследованиями установлена возможность получения черного медного концентрата с содержанием меди 8,7 % при извлечении 76,59 %. Применение модифицированного флотореагента по сравнению с базовым режимом позволяет повысить качество черного медного концентрата с 7,9 % до 8,7 % и увеличить извлечение меди на 7,94 % - с 68,65 до 76,59 %.

Ключевые слова: модифицированный аполярный флотореагент, техногенное сырье, медные минералы, флотация.

В условиях снижения обеспеченности горно-обогатительных и металлургических предприятий медной промышленности природными ресурсами и нарастающего загрязнения окружающей среды возникает необходимость широкого вовлечения в производство техногенного сырья – отвалов бедных руд, законтурных запасов карьеров, сульфидных хвостов обогащения, шлаков медной плавки, минерализованных промышленных вод [9-10].

Широкое распространение в последние годы получили исследования, направленные на разработку нового класса флотореагентов, интенсифицирующих процесс флотации. Указанные реагенты, как правило, самостоятельно не обладают высокой эффективностью как реагенты-собиратели при флотации руд цветных металлов, но их добавки к традиционным флотореагентам существенно усиливают их собирательную способность, благодаря воздействию на физико-химические характеристики флотационного комплекса. Экономический эффект при этом достигается не только за счет повышения технологических показателей, но и за счет экономии основного реагента – собирателя. Особое внимание заслуживает совместное применение ионогенных и аполярных собирателей, которые обеспечивают высокую эффективность технологического процесса флотации [7-8].

В хвостохранилищах обогатительных фабрик Казахстана, перерабатывающих медные и медно-цинковые руды, накоплены сотни миллионов тонн хвостов флотации, которые содержат значительные количества цветных и благородных металлов. Вовлечение отходов обогащения в переработку позволит снизить экологическую нагрузку в районах размещения горнодобывающих предприятий.

В связи с этим разработка методов, повышающих эффективность применения флотации для доизвлечения ценных компонентов из отходов обогащения медного и другого полиметаллического сырья, является актуальной задачей.

Проведены исследования по изучению минерального и гранулометрического состава хвостов флотационного обогащения Жезказганской обогатительной фабрики и отработке технологических режимов флотации хвостов флотационного обогащения с применением базовых флотореагентов.

Были сделаны химический, спектральный и рентгено-фазовый анализы.

По результатам химического анализа в хвостах содержится 0,13 % меди; 0,01 % свинца; 0,01 % цинка; 66,31 % SiO₂; 2,3 % железа общ.; 11,8 % Al₂O₃; 5,96 % CaO; <0,0003 % Cd; 0,16 % серы.

Состав исходных хвостов Жезказганской медной фабрики – основное содержание:
 Кварц $\alpha\text{-SiO}_2$ – 1165, 1090, 798, 779, 695, 517, 465, 397, 372 см^{-1} [18, 19].
 Кальцит CaCO_3 – 1798, 1423, 876, 714 см^{-1} [18, 20];
 Плагноклаз типа альбита $\text{Na[AlSi}_3\text{O}_8]$ – 1165, 1090, 994п, 762п, 744п, 649, 611п, 588, 534п, 476п, 465, 431 см^{-1} [18].
 Ортоклаз $\text{K[(Si, Al)}_4\text{O}_8]$ – 1035, 762п, 726, 649, 588, 431 см^{-1} [18].
 Мусковит $\text{KAl}_2[(\text{OH}, \text{F})_2\text{AlSi}_3\text{O}_{10}]$ – 3625п, 1035, 534п, 476п, 435 см^{-1} [18].

На спектральной кривой в диапазоне валентных колебаний О–Н наблюдаются полосы поглощения с максимумами при волновых числах 3625, 3564, 3408 см^{-1} , полоса деформационных колебаний воды $\delta \text{НОН}$ зафиксирована при волновом числе 1615 см^{-1} .

Полоса поглощения в диапазоне проявления валентных колебаний ОН группы с максимумом при волновом числе 3564 см^{-1} может относиться к гидрослюдю [21] и к минералу типа Rhipidolith (Prochlorit) – $(\text{Mg, Fe, Al})_3 [(\text{OH})_2 | \text{Al}_{1,2} - 1,5 \text{ Si}_{2,8} - 2,5 \text{ O}_{10}] \text{Mg}_3 (\text{OH})_6$ [18].

В длинноволновой области, где наблюдается проявление связей Ме – О, Ме – S, зафиксированы полосы поглощения при волновых числах 336, 264 см^{-1} , которые могут соответствовать валентным колебаниям связей типа $\text{Cu}^{2+} - \text{O}$ (в нитрате, сульфате) – 336 см^{-1} ; $\text{Cu}^+ - \text{O}$ (в солях) – 264 см^{-1} [22].

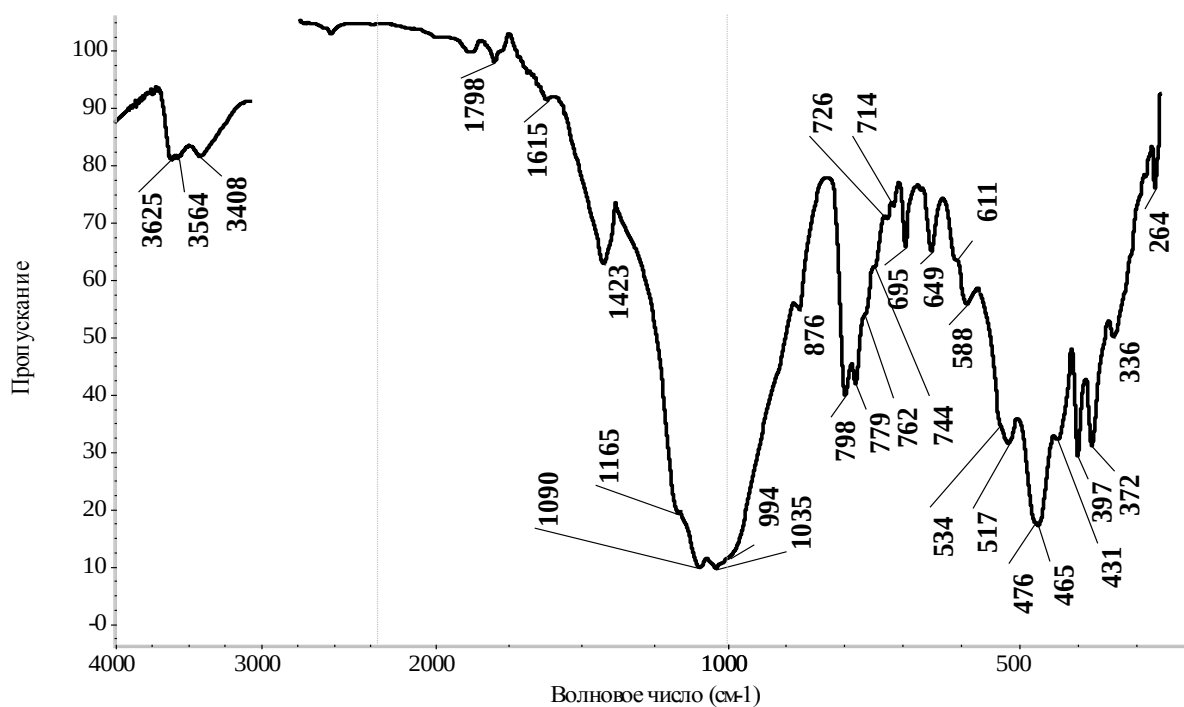


Рисунок 1 – Инфракрасный спектр хвостов флотационного обогащения Жезказганской медной фабрики

По результатам спектрального анализа в хвостах присутствуют:

Au ~ 1,5 г/т; Ag ≤ 0,1 %; Re < 0,001 %; Cu ≤ 0,1 %; As – н/о; Na – много; Cd – инт. линии; Al – очень много; Mg > 1 %; Fe – инт. линии; Cr ≥ 0,01 %; Si – много; Pb ~ 0,1 %.

Рентгено-фазовый анализ проводился на дифрактометре D8 Advance (BRUKER), излучение $\alpha\text{-Cu}$. Результаты рентгено-фазового анализа представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты рентгено-фазового анализа хвостов флотационного обогащения Жезказганской медной фабрики

Compound Name	Formula	S-Q
Quartz, syn	SiO ₂	65,3
Clinochlore	(Mg _{2.96} Fe _{1.55} Fe _{1.36} Al _{1.275})(Si _{2.622} Al _{1.376} O ₁₀)(OH) ₈	13,7
Calcite	Ca(CO ₃)	6,2
Albite, low	Na(AlSi ₃ O ₈)	4,3
Troilite	FeS	2,0
Iron Sulfite	FeSO ₃	1,9
Iron Oxide	Fe ₂ O ₃	1,8
Magnesium Iron Silicate	(Mg _{1.81} Fe _{0.19})(SiO ₄)	1,7
Muscovite-2M1	K _{0.932} Al ₂ (Al _{0.932} Si _{3.068} O ₁₀)((OH) _{1.744} F _{0.256})	1,6
Pyrite	FeS ₂	1,5

Проведен дисперсионный анализ хвостов и изучено распределение меди и железа по классам крупности. Результаты дисперсионного анализа приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты дисперсионного анализа хвостов флотационного обогащения Жезказганской медной фабрики

Класс крупности, мкм	Выход, %		Содержание, %		Извлечение, %	
	г	%	Cu	Fe	Cu	Fe
-74 +60	82,3	41,15	0,11	4,68	42,26	42,52
-60+50	10,1	5,05	0,64	3,96	30,17	4,41
-50+40	10,5	5,25	0,05	3,6	2,45	4,17
-40+30	14,5	7,25	0,04	3,6	2,71	5,76
-30+20	8,4	4,2	0,046	2,88	1,80	2,67
-20+10	13,8	6,9	0,053	4,68	3,41	7,13
-10+0	60,4	30,2	0,061	5,0	17,2	33,34
Исх. хвосты	200	100	0,1071	4,53	100	100

Из результатов таблицы 2 следует, что основная часть меди (72,43 %) содержится в классе крупности -74+60 мкм, а также в классе мельче 10 мкм (17,2 %).

Разработана технологическая схема и реагентный режим флотации хвостов обогащения медных руд Жезказганской обогатительной фабрики с применением нового модифицированного флотореагента на основе бутилового ксантогената и нефти Кумкольского месторождения. Схема флотации хвостов обогащения ЖОФ с получением чернового медного продукта включала доизмельчение хвостов, основную, контрольную флотации и три перечистки чернового медного продукта. В качестве реагентов применялись сернистый натрий для сульфидизации окисленных минералов, бутиловый ксантогенат натрия, пенообразователь Т-90, керосин и модифицированный флотореагент.

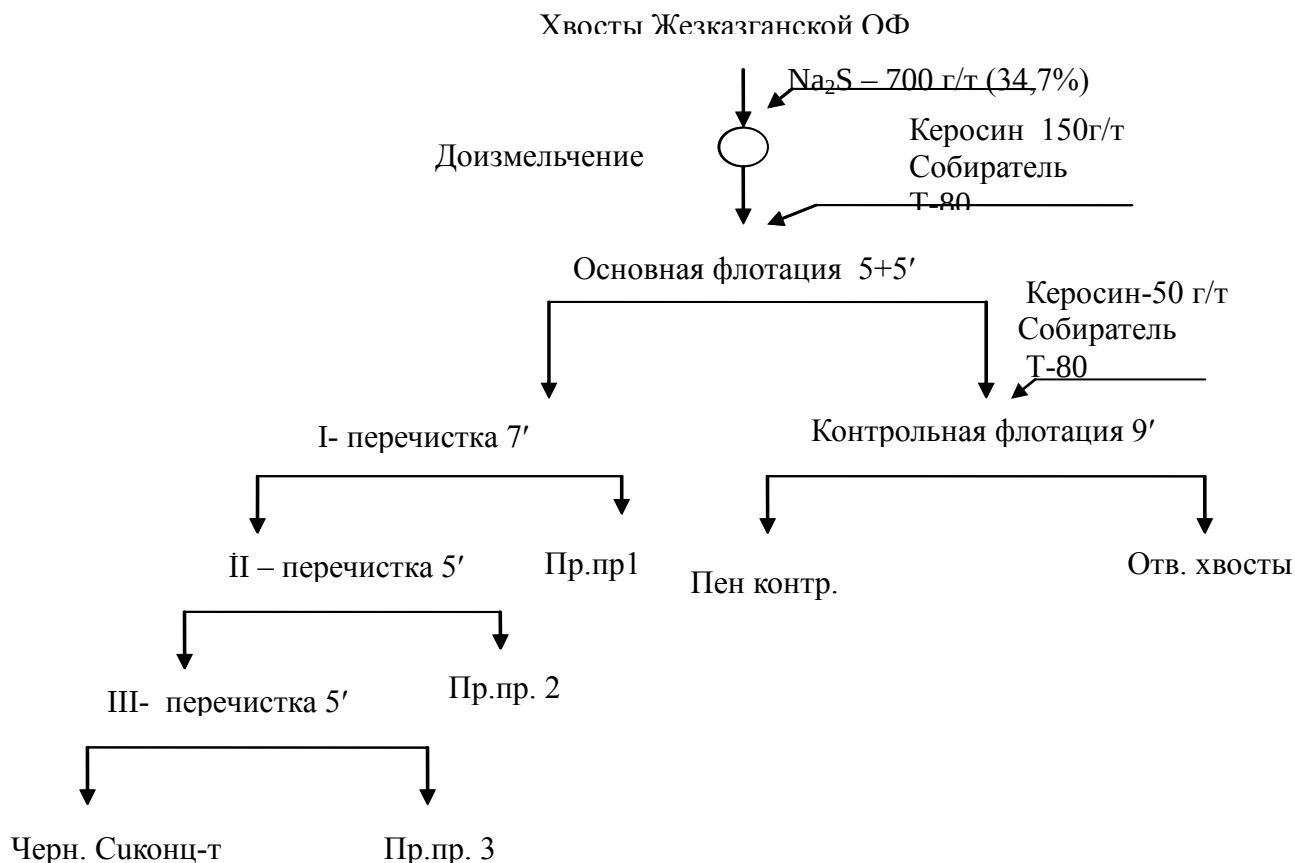


Рисунок 2 – Схема флотации хвостов обогащения Жезказганской обогатительной фабрики с получением черного медного концентрата

Проведены работы по определению оптимального расхода модифицированного флотореагента – смеси бутилового ксантогената и нефти в соотношении 1:1 – в медной флотации в сравнении с базовым режимом. Исследованиями были показаны, что оптимальным расходом модифицированного флотореагента является расход 325 г/т. При этом получен черновой медный концентрат с содержанием меди 8,4 % при извлечении 76,02 %.

Таблица 3 – Результаты флотации хвостов обогащения Жезказганской медной фабрики при различном расходе модифицированного флотореагента

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Fe	Cu	Fe	
1	2	3	4	5	6	7
Черн. Си-конц-т	0,86	7,9	10,1	68,65	2,31	БКс – 175 г/т Керосин – 0 г/т
Пром. продукт 1	14,5	0,025	3,95	3,66	15,26	
Пром. продукт 2	3,41	0,065	5,4	2,24	4,91	
Пром. продукт 3	0,97	0,72	7,2	7,06	1,86	
Пен. контр. флот.	8,45	0,037	4,7	3,16	10,58	
Отв. хвосты	71,81	0,021	3,4	15,24	65,07	
Исх. хвосты	100	0,099	3,752	100	100	

Продолжение таблицы 3

1	2	3	4	5	6	7
Черн. Су-конц-т	0,92	8,1	12,6	74,43	3,18	БКс – 175 г/т Керосин – 200 г/т
Пром. продукт 1	13,7	0,025	5,1	3,42	19,17	
Пром. продукт 2	3,0	0,1	5,3	3,00	4,36	
Пром. продукт 3	1,1	0,8	6,9	8,79	2,08	
Пен. контр. флот.	4,5	0,06	4,8	2,70	5,92	
Отв. хвосты	76,78	0,01	3,1	7,67	65,29	
Исх. хвосты	100	0,100	3,65	100	100	
Черн. Су-конц-т	0,95	8,1	12,8	73,92	3,22	Модиф. собир. – 275 г/т
Пром. продукт 1	14,3	0,02	4,9	2,75	18,58	
Пром. продукт 2	3,5	0,09	6,1	3,03	5,66	
Пром. продукт 3	0,9	1,0	6,4	8,65	1,53	
Пен. контр. флот.	4,1	0,11	5,8	4,33	6,31	
Отв. хвосты	76,25	0,01	3,2	7,33	64,70	
Исх. хвосты	100	0,104	3,77	100	100	
Черн. Су-конц-т	0,97	8,4	13,1	76,02	3,49	Модиф. собир. – 325 г/т
Пром. продукт 1	13,10	0,021	4,8	2,57	17,27	
Пром. продукт 2	2,80	0,1	5,1	2,61	3,92	
Пром. продукт 3	1,00	0,9	6,7	8,40	1,84	
Пен. контр. флот.	4,20	0,08	4,3	3,13	4,96	
Отв. хвосты	77,93	0,01	3,2	7,27	68,51	
Исх. хвосты	100	0,107	3,64	100	100	
Черн. Су-конц-т	1,3	6,5	9,6	78,83	3,38	Модиф. собир. – 375 г/т
Пром. продукт 1	15,2	0,02	5,2	2,84	21,42	
Пром. продукт 2	4,2	0,06	5,9	2,35	6,71	
Пром. продукт 3	1,9	0,3	6,3	5,32	3,24	
Пен. контр. флот.	4,1	0,1	5,1	3,82	5,67	
Отв. хвосты	73,3	0,01	3,0	6,84	59,58	
Исх. хвосты	100	0,107	3,69	100	100	

Были проведены исследования по возможности изменения соотношения бутилового ксантогената и нефти в составе модифицированного реагента. Проверялось соотношение БКс к нефти равное 1:1, 1:2, 1:3. Наилучшие результаты получены с применением модифицированного реагента при соотношении в нем БКс: нефть = 1:2. При этом получен черновой медный концентрат с содержанием меди 8,7 % при извлечении 76,59 %. Применение модифицированного флотореагента по сравнению с базовым режимом позволяет повысить качество чернового медного концентрата с 7,9 % до 8,7 % и увеличить извлечение меди на 7,94 % - с 68,65 до 76,59 %.

Источники

- 1 Абрамов А.А. //Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископ. – 2005, № 1. – С.1-14.
- 2 Отрожденнова Л.А., Рябой В.И., Кучаев В.А., Малиновская Н.Д. Флотация медных сульфидных руд гексилыомксатогенатом фирмы «Хёхст» // Обогащение руд. – 2010, №4. – С.12-18.
- 3 Асончик К.М. Повышения медного концентрата при флотации медно-цинковых руд Гайского месторождения // Обогащения руд. – 2006, №6. – С.7-9.
- 4 Асончик К.М., Рябой В.И. Разработка технологии обогащения медно-цинковой руды с получением медного концентрата высокого качества // Обогащения руд. – 2009, №1. – С. 17-20.

- 5 Рябой В.И., Асончик К.М., Полькин В.Н. Применение селективного собирателя при флотации медно-цинковых руд. // Обогащение руд. – 2008, №3. – С. 20-22.
- 6 Рябой В.И. Проблемы использования и разработки новых флото-реагентов в России // Цветные металлы. – 2011, №3. – С.7-14.
- 7 Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А. Теория и технология флотации руд.- 2-е изд. – М.: Недра, 1990. – 363 с.
- 8 Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Рациональные технологии флотации труднообогатимых колчеданных руд цветных металлов // Матер. Межд. совещ. «Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2011), Россия, г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011. – С. 17-22.
- 9 Чантурия В.А., Шадрунова И.В., Гаркави М.С. Комплексная технология освоения техногенных медьсодержащих георесурсов // Матер. V Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, 23-25 марта 2005. – Т.3. – С.72-75.
- 10 Рудой Г.Н., Волкова Н.А., Шадрунова И.В., Зелинская И.В. Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий // Матер. Межд. совещ. «Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2011), Россия, г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011. – С.6-12.
- 11 Купеева Р.Д. Комплексное использование сульфидных свинцово-цинковых руд //Матер. V Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, 23-25 марта 2005. – Т.3. – С.75-77.
- 12 Жарменов А.А., Чантурия В.А., Ерёмин Ю.П., Загайнов В.Г., Ниязов А.А. Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения // Труды РГП «НЦ КПМС РК»: в 10 томах. 2. Теория и технология обогащения природного и техногенного минерального сырья. – Алматы, 2008. – 462 с.
- 13 Crozier Ronuland D. Plant reagents // Mining Mag, 1984. – Vol. 151, N 3. – P. 202-223.
- 14 Кузина З.П. Интенсификация флотации свинцово-цинковых руд с применением гетероорганических соединений нефти в качестве дополнительного собирателя: дис. ... к.т.н. 05.15.08. – Красноярск, 1999. – С.152
- 15 Boulton A., Fornasiero D. and Ralston J. Depression of iron sulphide flotation in zinc roughers //Minerals Engineering. – 2001, Vol.14, No.9. – P.1067-1079.
- 16 Boulton A., Fornasiero D., Ralston J. Effect of iron content in sphalerite on flotation // Minerals Engineering. – 2005, Vol.18. – P.1120-1122.
- 17 Seke M.D., Pistorius P.C. Effect of cuprous cyanide, dry and wet milling on the selective flotation of galena and sphalerite //Miner. Engineer. – 2006, V.19. – P.1-11.
- 18 Moenke H., Mineralspektren, Acad. – Verlag, Berlin, 1962.
- 19 Власов А.Г., Флоринская В.А. и др. Инфракрасные спектры неорганических стекол и кристаллов. – Ленинград.: Химия, 1972. – 76 с.
- 20 Накамото К. Инфракрасные спектры неорганических и координационных соединений. – М., 1966. – 412 с.
- 21 Тарасевич Ю.И., Сивалов Е.Г. Инфракрасные спектры слюд // Украинский химический журнал. – 1972, Т.38, 11. – С.1112 – 1120.
- 22 Солнцева Л.С., Сидоренко Г.А., Солнцев Б.П. Применение ИК-спектроскопии к изучению характера связи и координации катионов по кислороду и галогенам в минералах // Конституция и свойства минералов. – 1972, № 6. – С.30-46.
- 23 Abramov A.A., Onal G. Requirements of theory and technology to the surface state of minerals // Proceedings of the X International Mineral Processing Symposium, Izmir (Turkey), September 2004. – P.251-263.
- 24 Abramov A.A. // Proc. IX 1MPC. Pt III. – Praha, 1970. – P.93-96.

- 25 Абрамов А.А. Теоретическое обоснование оптимальных значений концентрации собирателя и рН при флотации сульфидных минералов // Цветные металлы. – 2006, № 3. – С. 17-22.

Дәстүрлі флотореагенттер арқылы біріккен мыс-молибден концентратынан таңдамалы молибден концентратын алу

Жұмағұлова З.А., Қасенова А.Д., Мұханова А.А. Мұқатаева Н.Н.
(«Жер туралы ғылымдар, металлургия және кен байыту орталығы» АҚ,
Алматы қ., Қазақстан)

Дәстүрлі флотореагенттермен, қайтадан ұнтақтау үрдісі арқылы Ақтоғай кенорнындағы мыс-молибден кенінен таңдамалы мыс және молибден концентраттарын алудағы мүмкіншіліктер қарастырылды. Осы кеннен алынатын бірікті мыс-молибден концентратына қайтадан ұнтақтауды қосқанда, молибден концентратындағы молибденнің үлесі 16 %-ға, ал мыс концентратының сапасы 0,6 % артты.

Түйінді сөздер: байыту, қайтадан ұнтақтау, бөліп алу дәрежесі, бірікті мыс-молибден концентраты, флотация, концентрат.

Минералды шикізаттарды байыту технологиясындағы мәселелерді шешу үшін яғни, шикізаттағы қазбалардың өсуі, өңделінетін кен сапасының күрт төмендеуі, энерго және ресурсты жинақтау және т.с.с. жаңа тәсілдерді талап етеді. Соңғы 20 жылдың ішінде кендегі түсті металдардың үлесі 1,5 есеге төмендесе, ал ондағы қиынбайтылатын кендердің үлесі 15 тен 40 % өсті.

Молибденқұрамды кендерді байытудың негізгі қиыншылықтары олардың заттық құрамымен ерекшелінеді. Соның ішінде, кейбір байыту өнімдері анағұрлым өта майда ұнтақтауды қажет етеді. Кеннен микрометрлі өлшемді түйіршіктерді флотациялық бөліп алу тиімділігі жоғары емес, сол себепті байыту фабрикаларындағы бағалы компоненттерді жоғалымын өңдеу бірден-бір шешілмеген мәселе болып табылады. Осы мәселелерді шешуде бүкіл әлемдегі байытушы мамандар атсалысуда [1].

Флотациядағы майда түйіршіктердің атқаратын қызметі олардың ауа көпіршіктерімен соқтығысуы болып табылады. Ал флотация үрдісінің қарқынды жүруі оларға қосымша жинағыштар, аполярлы майлар (керосин, отын майы және т.б.) беру арқылы жүргізіледі.

Қазіргі уақытта мыс-молибден концентраттарын бөліп алудың кеңінен таралған әдісіне, мыс және темір сульфидтерін басу үшін күкіртті және гидрокүкіртті натрийді қолданады, демек мыс-молибден концентратын 80-90⁰С температурада қыздырған кезде беріледі. Осындай жоғары температурада оттектің ерігіштігі төмендейді және күкіртті (S²⁻) және гидрокүкіртті (HS⁻) иондарының тотығу дәрежесі төмендейді [2-4].

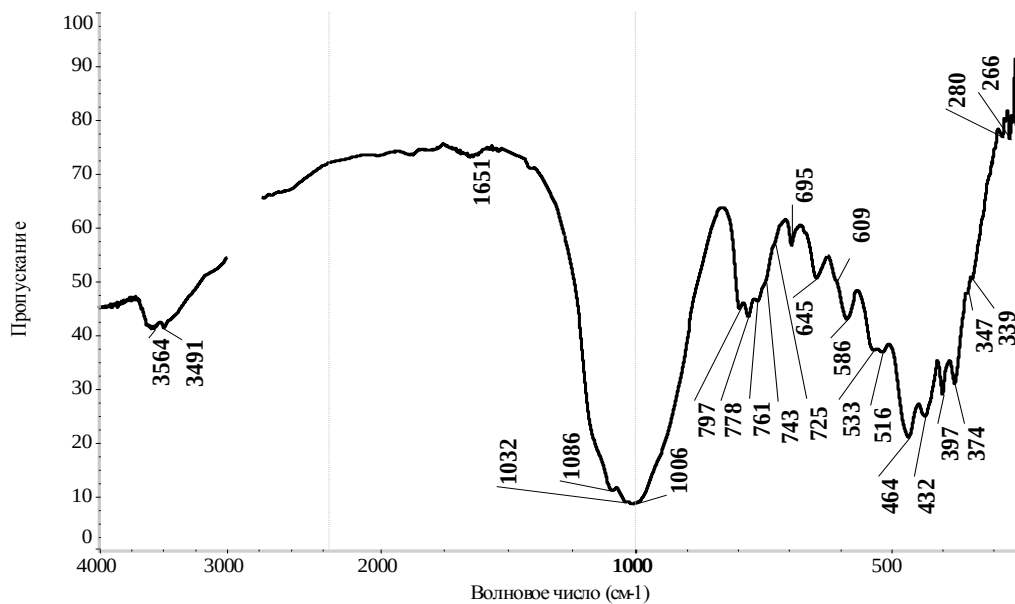
Әлемдік барлау жұмыстарындағы молибден қоры – 249 мың тоннасы Қазақстан аумағында орналасқан. Молибденнің анағұрлым ірі жерқойнауындағы қорлар Көктенкөл, Ақтоғай, Жоғары-Қайрақты, Қараоба, Айдарлы сияқты кен орындарында тіркелген. Түсті және сирек металды кендердің флотациялық технологиясын жетілдіру мен дамытудағы бастапқы бағыттының бірі, жаңадан таңдамалы әсер ететін органикалық флотациялық реагенттерді жасау болып табылады [5].

Соңғы кездері өндірілетін кен сапасының күрт төмендеуі, ол қиын байытылатын кендердің заттық құрамы мен бағалы компонент үлесінің азаюы және минерал қасиеттерінің бір-біріне жақындығы, майда сеппелілігі тау-кен өнеркәсіптерінің өркендеуіне кері әсерін тигізеді. Осындай минерал шикізаттары үшін, кенінен таралған флотациялық байыту әдістері қолданыс тапты, демек, берілетін реагент уақыты аса маңызды рөл атқарады.

Ақтоғай кенорны мыс-молибден және бос жыныс минералдарынан тұратын күрделі кешен құрайды. Мұндай кендерді байытудың басты қиыншылықтарына физика-химиялық және флотациялық қасиеттеріне негізделген кендегі сульфидтердің үлесі, кеннің минералогиялық және химиялық құрамының тұрақсыздығы, әрі сульфид минералдарының бір-бірінен жігінің ажырамауы болып табылады. Кеннің негізгі

пайдалы минералына халькопирит және молибденит жатады. Бұл кенді химиялық талдаумен зерттегенде, кенде молибден 0,009 %; мыс 0,4 %; темір 5,2 %; CaO 4,6 %; Al_2O_3 16,5 %; SiO_2 55,7 %; MgO 4,6 %; Ti 0,27 % кездеседі.

Сондай-ақ, кеннің ИҚС-талдау жұмыстары жасалынды. Спектрлер «Avatar 370» ИҚ-Фурье спектрометрінде алынды, спектр 4000-250 cm^{-1} KRS-5 кондырғысында вазелин майымен қоймалжын түрінде өткізілді, спектр ретінде салыстырмалы түрде вазелин майы түсірілді. Талдау нәтижелері бойынша (1 суретте) сынамада: Олигоклаз (OLIGOCLASE) - $(Ca_{0.1-0.3}, Na_{0.9-0.7})(Al, Si)Si_2O_8$ – 1006, 761, 645, 586, 464, 432 cm^{-1} ; Альбит $Na[AlSi_3O_8]$ – 761, 743п, 725п, 645, 609п, 586, 533, 464, 432 cm^{-1} ; Ортоклаз (ORTHOCLASE)– $K[AlSi_3O_8]$ –1032, 761, 725п, 645, 586, 432 cm^{-1} ; Кварц $\alpha-SiO_2$ – 1086, 797, 778, 695, 516, 464, 397, 374 cm^{-1} және аз мөлшерде пирит FeS_2 – 347 cm^{-1} кездесетіндігі көрсетілді.

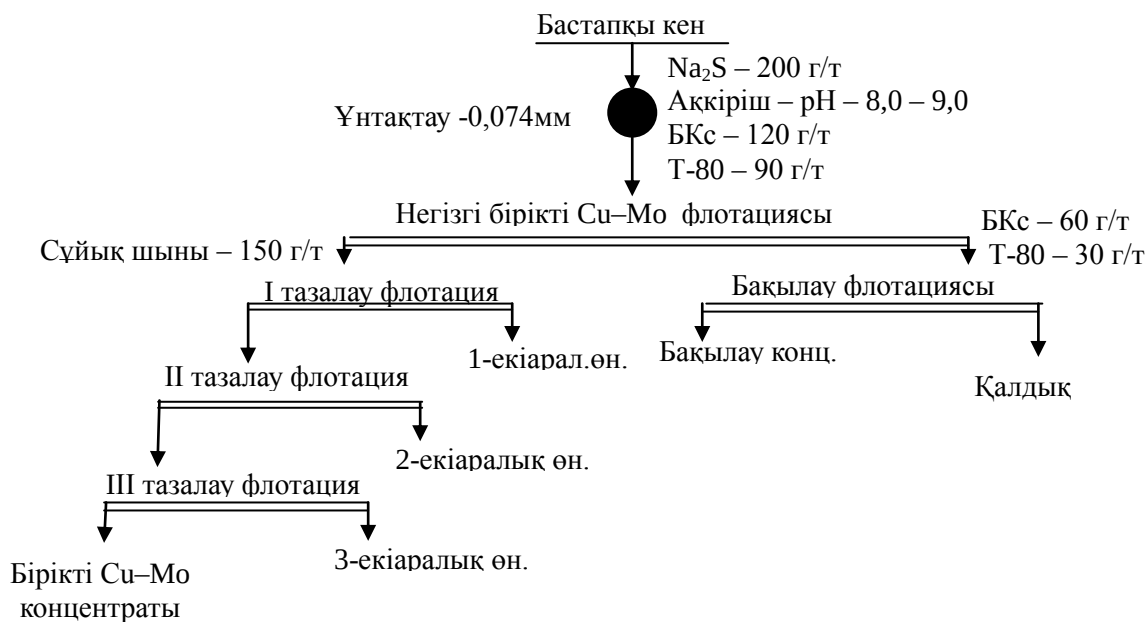


1 сурет – Ақтоғай кенорнындағы бастапқы кеннің инфрақызыл спектрі

Жоғары жilikті аумақта νOH валенттілік ауқымдағы толқынды санының - 3564, 3491 cm^{-1} жұтылу қиығы анықталды. 3564 cm^{-1} жұтылу қиығы νOH валенттілік ауқымда хлорит тобындағы минералдарға жатады. Ал, 3491 cm^{-1} жұтылу қиығы пренит $Ca_2Al_2[(OH)_2 | Si_3O_{10}]$ және алунит $KAl_3[(OH)_6(SO_4)_2]$ минералдарына сәйкес екендігі анықталды. 340п, 279, 266 cm^{-1} толқынды сандарының қиығы, FeO_6 -350-250 cm^{-1} ; MgO_6 -400-300 cm^{-1} полиэдридтердің сіну не жұту қиығындағы аумаққа сәйкес келеді.

Қажетті бірікті мыс-молибден концентратын алу үшін Ақтоғай кенорнындағы бірікті мыс-молибден флотациясының оңтайлы ұнтақтау дәрежесі мен реагенттік режимінің технологиялық сұлбасы өңделді. Ол негізгі бірікті мыс-молибден флотациясы, бақылау және үш тазалау флотациясынан тұрады.

Негізгі бірікті мыс-молибден флотациясына жинағыш ретінде – натрийлі бутил ксантогенаты мен көбіктендіргіш ретінде - Т-80 реагенттерін екі бөліп берілді. Анағұрлым сапалы бірікті концентраттарды алу үшін, яғни бос жыныс тазалау үшін, тазалау операциясына сұйық шыны беріледі. Ал бақылау флотациясында бірікті мыс және молибден минералдарын бөліп алу үшін жинағыш пен көбіктендіргіш реагентті беріледі. Бірікті мыс-молибден концентратың алудың технологиялық сұлбасы 1-суретте келтірілген. Әртүрлі ұнтақтау уақытымен бірікті мыс-молибден концентратын алу үшін зерттеу жұмыстары жүргізілді. Зерттеу нәтижелері 1-кестеде көрсетілген.



2 сурет – Ақтоғай кенорнындағы бірікті мыс-молибден флотациясының технологиялық сызбасы

1 кесте – Ақтоғай кенорнындағы кеннен, бірікті мыс-молибден флотациясының әртүрлі ұнтақтау уақытымен анықтау нәтижелері

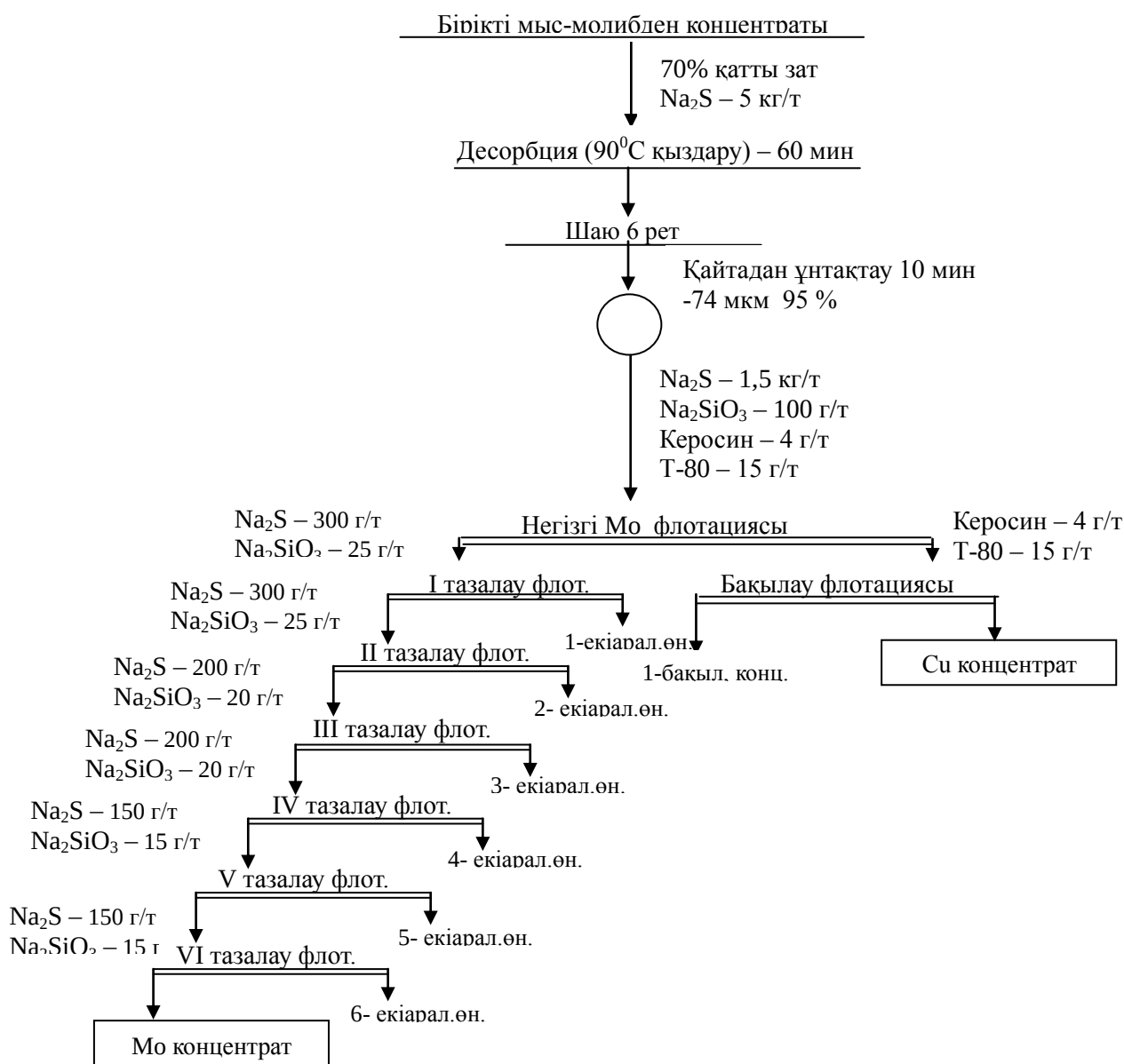
Өнімдердің аталуы	Шығым, %	Үлесі, %		Бөліп алу дәрежесі, %		Ескертпе
		Си	Мо	Си	Мо	
Си-Мо концентрат	1,7	15,1	0,25	66,8	26,4	90 % кл. -0,05 мм
1 екіаралық өнім	8,5	0,1	0,01	2,2	5,3	
2 екіаралық өнім	1,6	0,29	0,012	1,2	1,2	
3 екіаралық өнім	1,0	1,0	0,02	2,6	1,2	
Бақыл.флот. конц.	3,4	0,12	0,016	1,1	3,4	
Қалдық	83,8	0,12	0,012	26,2	62,5	
Бастапқы кен	100	0,38	0,016	100,0	100,0	92 % кл. -0,05 мм
Си-Мо концентрат	1,7	18,2	0,28	78,1	30,1	
1 екіаралық өнім	9,1	0,15	0,01	3,4	5,8	
2 екіаралық өнім	1,7	0,3	0,013	1,3	1,4	
3 екіаралық өнім	1,2	1,1	0,022	3,3	1,7	
Бақыл.флот. конц.	3,6	0,15	0,015	1,4	3,4	
Қалдық	82,7	0,06	0,011	12,5	57,6	94 % кл. -0,05 мм
Бастапқы кен	100	0,40	0,016	100,0	100,0	
Си-Мо концентрат	1,7	19,6	0,31	82,2	34,0	
1 екіаралық өнім	9,5	0,15	0,01	3,5	6,1	
2 екіаралық өнім	1,8	0,3	0,014	1,3	1,6	
3 екіаралық өнім	1,3	1,1	0,024	3,5	2,0	
Бақыл.флот. конц.	3,7	0,15	0,014	1,4	3,3	
Қалдық	82	0,04	0,01	8,1	52,9	
Бастапқы кен	100	0,41	0,016	100,0	100,0	

1 кестенің жалғасы

Си-Мо концентрат	1,6	18,5	0,27	74,5	29,9	96 % кл. -0,05 мм
1 екіаралық өнім	10,2	0,14	0,01	3,6	7,1	
2 екіаралық өнім	2,1	0,29	0,013	1,5	1,9	
3 екіаралық өнім	1,2	1,0	0,022	3,0	1,8	
Бақыл.флот. конц.	2,9	0,12	0,013	0,9	2,6	
Қалдық	82	0,08	0,01	16,5	56,7	
Бастапқы кен	100	0,40	0,014	100,0	100,0	

Зерттеу нәтижелері арқылы 0,05 мм кластағы 94 % ұнтақтағанда бірікті мыс-молибден концентраты алынды, ондағы мыстың үлесі 19,6 % болғандағы бөліп алу дәрежесі 82,2 % және молибденнің үлесі 0,31 %, бөліп алу дәрежесі 34,0 % құрайды.

Қайтадан ұнтақтау 95 % дейінгі -0,074 мм класста жүргізілді. Бірікті мыс-молибден концентратын қайтадан ұнтақтаусыз және қайтадан ұнтақтаумен таңдамалаудың зерттеу нәтижелерінің көрсеткіштері 2 кесте мен 3 суретте технологиялық сұлбасы келтірілді.



3 сурет – Ақтоғай кен орнынан алынған, бірікті мыс-молибден концентратының таңдамалы флотациясының технологиялық сұлбасы

Арықарай, бірікті циклде натрий бутил ксантогенатының оңтайлы шығыны анықталды. Бутилді натрий ксантогенатының шығыны 100 ден 190 г/т дейінгі аралығы зерттелінді. Бірікті мыс-молибден флотациясындағы бутилді натрий ксантогенатының әртүрлі шығындағы зерттеу нәтижелерін қорытындылайтын болсақ, бірікті флотациядағы бутил натрий ксантогенатының оңтайлы жұмсалуды 160 г/т құрайтындығы көрсетілді. Бірікті мыс-молибден концентратындағы мыстың үлесі 21,3 %, бөліп алу дәрежесі 84,0 %, ал ондағы молибденнің үлесі 0,35 %, бөліп алу дәрежесі 37,7 %.

Ақтоғай кенорнындағы алынған кеннен, бірікті мыс-молибден концентратынан арықарай таңдамалы технологияны өндеудегі зерттеу жұмыстары жүргізілді. Базалық реагенттер ретінде: натрий сульфиді, керосин, сұйық шыны, Т-80 қолданылды. Таңдамалы мыс және молибден флотациясының технологиялық сұлбасы мен реагенттік режимі 3 суретте келтірілді.

Таңдамалы мыс және молибден концентраттарын алу үшін, булау әдісімен 85-90°C температурада күкіртті натриймен десорбцияланды, ол негізгі, бақылау және алты тазалау операциясынан тұрады. Барлық таңдамалы флотацияның операциясындағы ортаның рН-ы 8,5-9,0 аралықты құрайды.

Қайтадан ұнтақтаусыз және қайтадан ұнтақтаумен базалық реагенттерді қолданғандағы бірікті мыс-молибден флотациясының таңдамалау нәтижелері 2 – кестеде келтірілген.

2 кесте – Қайтадан ұнтақтаусыз және қайтадан ұнтақтаумен, базалық реагенттерді қолданғандағы бірікті мыс-молибден флотациясының таңдамалау нәтижелері

Өнімдердің аталуы	Шығым, %	Үлесі, %		Бөліп алу дәрежесі, %		Ескертпе
		Сu	Мо	Сu	Мо	
Мо концентраты	6,69	11,6	8,0	3,83	83,12	Қайтадан ұнтақтаусыз
Сu концентраты	26,6	21,3	0,04	27,96	1,65	
1 екіаралық өнімі	9,9	13,6	0,16	6,64	2,46	
2 екіаралық өнімі	3,45	14,5	0,22	2,47	1,18	
3 екіаралық өнімі	5,21	17,8	0,27	4,58	2,18	
4 екіаралық өнімі	3,38	18,6	0,4	3,10	2,10	
5 екіаралық өнімі	3,7	21,9	0,37	4,00	2,13	
6 екіаралық өнімі	2,64	21,9	0,68	2,85	2,79	
Бақыл. флот. конц.	38,43	23,5	0,04	44,57	2,39	
Бірікті концентрат	100	20,26	0,644	100	100	
Мо концентраты	1,6	7,3	24,0	0,58	59,63	Қайтадан ұнтақтаумен
Сu концентраты	56,7	21,9	0,05	61,23	4,40	
1 екіаралық өнімі	8,6	17,9	0,18	7,59	2,40	
2 екіаралық өнімі	14,9	17,5	1,1	12,86	25,45	
3 екіаралық өнімі	4,1	18,8	0,3	3,80	1,91	
4 екіаралық өнімі	2,6	19,6	0,39	2,51	1,57	
5 екіаралық өнімі	2,1	21,7	0,4	2,25	1,30	
6 екіаралық өнімі	2,0	22,4	0,7	2,21	2,17	
Бақыл. флот. конц.	7,4	19,1	0,1	6,97	1,15	
Бірікті концентрат	100	20,28	0,644	100	100	

Молибден концентратындағы молибденнің үлесі 8,0 % болғандағы бөліп алу дәрежесі 83,12 % және мыс концентратындағы мыстың үлесі 21,3 %, ал бөліп алу дәрежесі 27,96 % тең болды. Негізгі молибден флотациясының алдында бірікті мыс-молибден флотациясын қайтадан ұнтақтағандағы 95 % дейінгі -0,074 мм класта оңтайлы жағдай анықталды. Демек, молибден концентратындағы молибденнің үлесі 24,0 %, ал бөліп алу дәрежесі 59,63 % және мыс концентратындағы мыстың үлесі 21,9 %, ал бөліп алу дәрежесі 61,23 % құрайтындығы көрсетілді.

Әдебиеттер

- 1 Абишев Д.Н., Еремин Ю.П. Обогащение тонковкрапленных руд – приоритетное направление горно-металлургического комплекса // Промышленность Казахстана. – 2000, № 2. – С. 96.
- 2 Максимов И.И., Кучаев В.А., Отрожденнова Л.А., Колтунова Т.Е., Егорова В.Г. Разработка экономичных способов разделения коллективного медно-молибденово-пиритного концентрата, получаемого на монголо-российском предприятии «Эрдэнэт» // Обогащение руд. – 1997, № 2. – С.32-34.
- 3 Херсонский М.И., Десятов А.М., Гэээгт Ш., Баатархуу Ж., Дэлгэр Р., Туяа Ц. Разработка реагентного режима коллективной флотации медно-молибденовых руд месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» с применением модифицированных аэрофлотов // Материалы 9 Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, 26-28 февраля 2013. – С. 624-630.
- 4 Аскарова М.А., Хушвакова О.Б., Кушимова Ф.К. и др. // Матер. IV конгр. обогатит. стран СНГ, М., 19-21 марта 2003. – М.: Изд. Альтекс, 2003. – С.110.
- 5 Jorjani E., Barkhordari H.R., Tayebi Khorami M., Fazeli A. Effects of aluminosilicate minerals on copper–molybdenum flotation from Sarcheshmeh porphyry ores //Minerals Engineering. –2011, Vol.24. – P.754-759.

Переработка упорного золотосодержащего сырья: проблемы, перспективы, решения

Исабаев С.М., Кузгибекова Х.М.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганды, Казахстан)

В докладе рассмотрены факторы влияющие на выбор оптимальной схемы при переработке упорных золотосодержащих руд месторождений республики различного типа.

Ключевые слова: упорные золотосодержащие руды, деарсенизация, обжиг, мышьяк, извлечение золота.

Во всем мире дорожают добыча руд и получение из них золота и серебра. К основным причинам этой тенденции относятся следующие:

- уменьшение запасов руд цветных и благородных металлов, увеличение затрат на добычу и производство этих металлов;
- расширение национальных и международных усилий по стабилизации и контролю цен на сырьевые ресурсы;
- необходимость обходиться собственными источниками сырья, особенно стратегическими;
- выполнение международных и государственных требований по охране окружающей среды, в связи, с чем удаление и захоронение отходов становятся все более затруднительными;
- быстрое увеличение цен на источники сырья и энергии, что делает рецикл отработанных продуктов и оборудования более эффективным, чем использование первичного сырья.

Следует отметить, что постоянно расширяется использование благородных металлов во многих областях науки и техники благодаря их уникальным физико-химическим свойствам.

Особая роль благородных металлов обусловлена также их высокой ценой и влиянием на финансовую систему и внешние экономические связи.

Несмотря на кризисы, происходящие в мире, включая страны СНГ, золото, было, есть и остается одним из наиболее востребованных металлов. В общей стоимости товарной продукции, добываемой из минерального сырья, золото занимает пятое место, уступая нефти, природному газу, углю и железу и опережая другие цветные металлы и алмазы.

Золото надежное средство защиты от кризисных явлений, поэтому Республика Казахстан занимая ведущее место в мире по среднему содержанию золота (более 6,0 г/т) должен рассматривать золотодобычу не как придаток цветной металлургии, а как отдельную отрасль.

Республика Казахстан относится к одной из важнейших золотоносных провинций Центрально-Азиатского региона. Золоторудный актив Казахстана составляет более 2 тыс. месторождений и проявлений золота. Более 200 месторождений располагают учтенными запасами, из которых 140 – коренные (64%), 48 комплексные (22%) и 29 россыпные. Около 70% разведанных запасов коренного сульфидного золота сосредоточено в семи крупных месторождениях: Бакырчик, Васильковское, Акбакай, Аксу, Жолымбет, Бестюбе и Юбилейное. Среднее содержание золота в рудах коренных месторождений 5,5-8,0 г/т. На базе этих месторождений функционирует АО «Бакырчикский ГОК», АО «Васильковский ГОК», АО «Акбакайский ГОК», АО «ГМК Казахалтын», ТОО «Юбилейное».

Большинство месторождений золота Казахстана связано с пиритной и арсенопиритной минерализацией. Руды в большинстве случаев упорные,

сульфидсодержащие и требуют в процессах переработки высокой степени окисления для вскрытия золота.

В современной золотодобывающей промышленности проявились технологические проблемы, связанные с переработкой упорных золотосодержащих руд, доля которых составляет более 30% от его общих запасов в мире.

К категории упорных обычно относят руды и концентраты, переработка которых в стандартных условиях цианирования не обеспечивают требуемого извлечения золота или же связана с повышенными затратами на отдельные технологические операции. Главными причинами упорности являются тонкая вкрапленность золота в рудообразующих сульфидных и силикатных минералах, сорбционная активность природных органических веществ, а также наличие труднофильтруемых глин и содержание теллуридов золота.

Для выбора оптимальной технологии переработки упорных руд приходится учитывать разнообразные свойства рудного материала: минералогические характеристики золота, рудо- и порообразующих минералов; содержание мышьяка, сульфидной серы и органического углерода; тип руды (сульфидный, окисленный или смешанный).

Стандартным методом вскрытия дисперсного золота, ассоциированного с пиритом и арсенопиритом является термообработка, к разновидностям которой относятся окислительный и диссоциирующий обжиг. При нагревании золотосодержащих сульфидов в нейтральной или окислительной среде происходит резкое изменение физической структуры минералов, т.е. образуются микротрещины и поры, которые позволяют растворителю золота проникать внутрь зерен и растворять тонкие включения золота.

Окислительный обжиг пирит-арсенопиритных золотосодержащих концентратов позволяет наряду с золотом извлекать и утилизировать в виде товарных продуктов мышьяк и серу, следовательно, может рассматриваться как метод комплексной переработки минерального сырья. В таблице 1 приведены показатели переработки золотосодержащих концентратов с использованием окислительного обжига на некоторых зарубежных фабриках [1].

При переработке руды, когда содержание серы достигает всего лишь 1,5% серы, мышьяка 0,5% и активного углерода до 2% применяют кислородное дутье при обжиге или для улучшения показателей добавляют уголь или руду подвергают предварительной обработке - хлоринации.

Недоизвлечение золота из огарков цианированием (содержание Au золота в хвостах может превышать исходное на порядок) определяется рядом причин по мнению авторов работы [2]:

- наличием физически недоступных малых зерен золота ($\geq 0,3$ мкм) в поровом пространстве оксидов железа;
- наличием больших (≥ 5 мкм) зерен золота, покрытых оксидными пленками;
- наличием закрытых частиц в порообразующих минералах, не претерпевших изменений при обжиге;
- действием химического и электрохимического пассивирования золотин;
- наличием углистого вещества, не до конца выгоревшего при обжиге.

Окислительный обжиг является одним из наиболее экономичных методов кондиционирования упорных золотосодержащих руд, однако его эффективность значительно снижается при необходимости жесткого контроля за выбросами сернистого газа.

Таблица 1 – Показатели переработки золотосодержащих концентратов с использованием окислительного обжига на некоторых зарубежных фабриках

Предприя- тие	Производи- тельность по концен- трату, т/сут	Число стадий обжига	Содержание в концентрате			Извлечение золота из огарка *, %	Содержание золота в хвостах цианирования, г/т
			Au, г/т	S, %	As, %		
Дални (Зимбабве)	25	1	10-90	22,0	4,5-6,0	95,0-97,0	4,9
Джайент- Йеллу-найф- Майнз (Канада)	195	2	127	20,1	9,3	93,7	8,0
Диккенсон (Канада)	12-15	1	69	18,9	11,0	80,0	17,0
Кохинор- Виланс (Канада)	1	1	170	18,4	6,3	94,7	13,9
Кэмпбелл- Ред-Лейк (Канада)	60	2	2215	20,5	6,5	97,3	7,9
Гоулден- Сайк (США)	40	1	157	23,9	-	97,5	4,8
Гэтчелл (США)	1500	1	7	3,6	2,8	80,0	1,4
Бэтти (Канада)	100-125	1	26	16,0	2,3	92,0	3,0
Джардин (США)	20-40	2	64	20,0	38	60,0	39,2
Примечание - *Огарок перерабатывают цианированием							

В Химико-металлургическом институте им. Ж. Абишева разработана технология окислительно-сульфидирующего обжига для предварительной деарсенизации упорных и особо упорных золотомышьяковистых концентратов.

При применении для отгонки мышьяка окислительно-сульфидирующего обжига происходит глубокое вскрытие сульфидных минералов, за счет чего достигается удаление мышьяка на 96-98% в виде сульфидов. Преимущество процесса заключается в возможности использования тепла экзотермических процессов окисления пирита, арсенопирита. Технология прошла промышленную проверку на установках Неждановского опытно-металлургического цеха при переработке упорных концентратов Токурского, Солнечного, Неждановского месторождений России, опытного гидрометаллургического завода ДжезказганНИПИЦветмет, опытной фабрике Бакырчикского Гока с концентратами Бестюбинского, Акбакайского, Бакырчикского месторождений Казахстана.

К основным преимуществам данной технологии относятся:

- глубокое вскрытие материала с отгонкой мышьяка на 96-98% в виде сульфидов;
- полная утилизация сернистого газа и сульфидных возгонов мышьяка;
- наличие малых скоростей газового потока и как следствие отсутствие пылевыноса, что исключает возможность потери золота;
- простота аппаратного оформления и значительное энергосбережение за счет использования тепла экзотермических реакций горения сульфидов в нижней части шахтной печи.

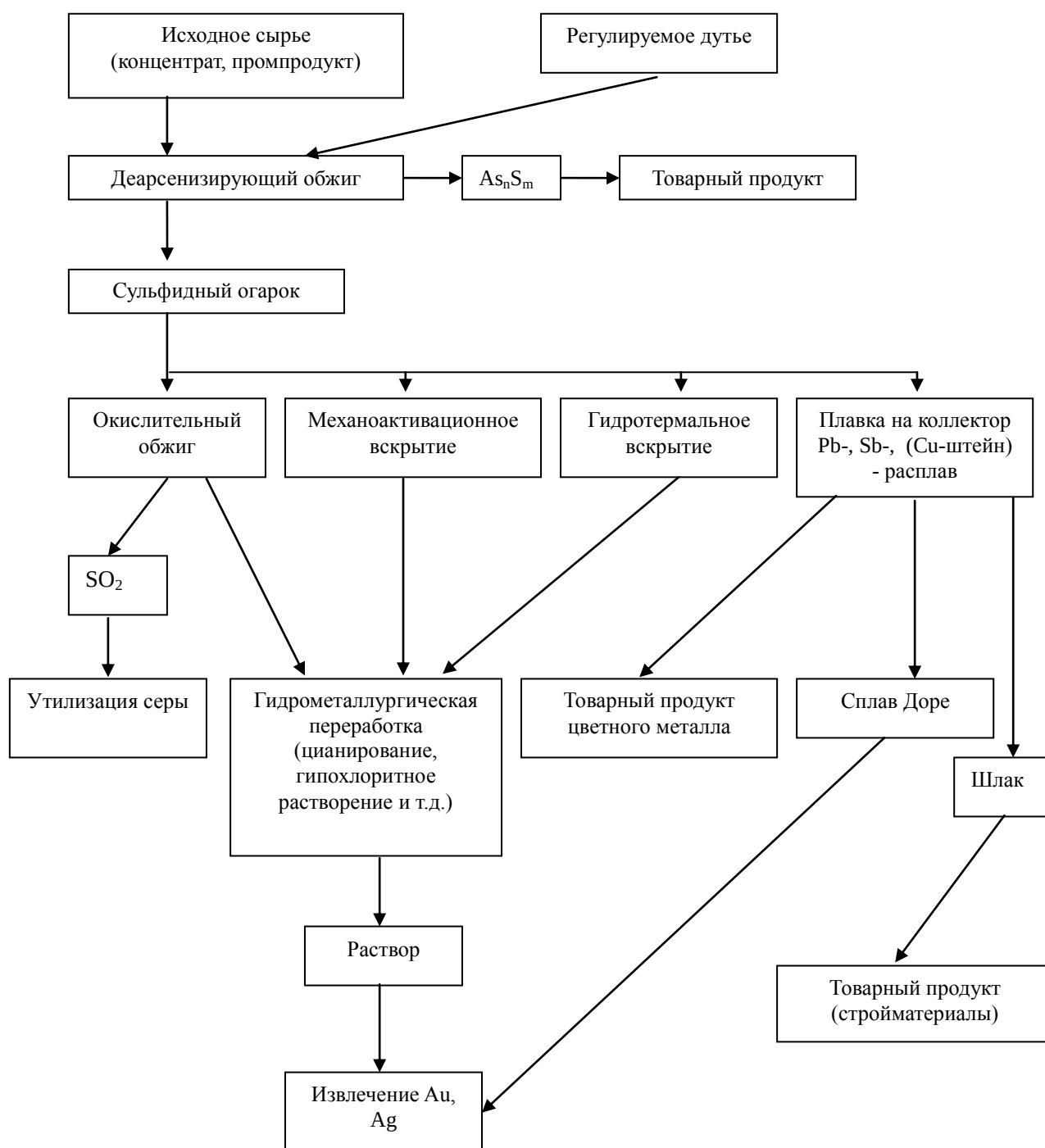


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема комплексной переработки упорных золотомышьяковых материалов

Оценка экономической эффективности по данным ВНИИЦветмет приведена в таблице 2.

Проведена оценка предлагаемой технологии для руды Бакырчикского месторождения по двум вариантам:

I вариант: обогащение – 2-х стадийный обжиг концентратов – цианирование огарков – аффинирование черного золота;

II вариант: обогащение руды – одностадийный обжиг (деарсенизация) концентрата – переработка огарка в шихте свинцовой плавки – купелирование-аффинирование золото-серебряного сплава.

Таблица 2 – Основные исходные данные и результаты расчета экономической эффективности

Наименование показателей	Ед.измерения	I -вариант	II - вариант
Объем добычи руды в год	тонна	150000	150000
Содержание золота в руде	г/т	8,5	8,5
Сквозное извлечение в аффинированное золото	%	75,0	82,2
Количество товарной продукции в год: золото аффинированное золото в черной меди	кг кг	959,282	973,823 72,9
Стоимость товарной продукции в год по цене за 02.12.2015.: золото аффинированное золото в черной меди	\$ США	32 550 357	33 043 762 2 158 536
Капитальные затраты по цене за 02.12.2015.	\$ США	26409240	16833960
Эксплуатационные затраты в год по цене за 02.12.2015.	\$ США	23910537	26266882
Амортизация (12%), по цене за 02.12.2015. в год	\$ США	6321135	2020075
Чистая прибыль за год по цене за 02.12.2015.	\$ США	162331	598150
Экономическая эффективность за год по цене за 02.12.2015.	\$ США	1932950	2082046

Таким образом, данные предварительной технико-экономической оценки двух вариантов переработки руды Бакырчикского месторождения показывают рентабельность организации переработки деарсенизированных огарков на коллектор (медь, свинец) по второму варианту. При переработке деарсенизированных огарков в свинцовом или медном производстве достигается степень извлечения золота 96-97%.

Источники

- 1 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – Москва: Руда и металлы, 2013. – 452 с.

Практическая апробация новых инструментов управления водными ресурсами в металлургической отрасли Республики Казахстан

Кайдарова Р.К.¹, Бурлибаев М.Ж.², Джолдасбаева А.М.¹, Сынабекова Ж.Б.¹

(¹ Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан,

² ТОО «Казахстанское агентство прикладной экологии», г. Алматы, Казахстан)

С учетом международного и европейского опытов разработаны новые инструменты управления водными ресурсами Казахстана, позволившие классифицировать водные объекты по видам водопользования в соответствии с числовыми значениями стандартов качества, обеспечивающие нормативные требования основных отраслей экономики Республики Казахстан, а также установить предельно допустимые техногенные воздействия на водный объект в целом или его водохозяйственный участок. Для уполномоченных органов по использованию и охране водного фонда с привлечением водопользователей, предприятий ГМК, осуществляющих специальное водопользование в бассейне рек Ертис, Нура, Есиль, Иле были проведены учебные тренинги с целью практической апробации новых инструментов управления водными ресурсами.

Ключевые слова: водные объекты, стандарты качества вод, нормативы нагрузок, классы качества, методология оценок, классификации, адаптация, целевые показатели качества вод (ЦПКВ), учебные тренинги.

В рамках реформирования природоохранного законодательства Республики Казахстан [1-5] в последние годы в республике проводятся исследования по совершенствованию системы управления водными ресурсами.

Очевидным стал факт того, что существующая система нормирования водопользования в Казахстане, основанная на использовании единых стандартов качества вод (ПДК_{рыб.}) и индексов загрязненности вод (ИЗВ) на их основе [6-7], отражающих только нормативные требования водоемов рыбохозяйственной категории без учета нормативных требований других отраслей экономики, как хозяйственно-питьевое водопользование, рекреация, орошение, промышленность стала совершенно недееспособной.

В рамках Государственной программы 238 «Регулирование использования и охраны водного фонда, обеспечение функционирования водохозяйственных систем и сооружений» по заданию Комитета по водным ресурсам Министерства сельского хозяйства Республики Казахстан (КВР МСХ РК) нами проведены изучение и анализ международного, европейского опытов управления водными ресурсами.

Установлено, что в международной практике реализуется так называемое «пакетное управление водными ресурсами», в котором главным инструментом управления является «классификация водных ресурсов» интегрирующая в себя все виды или основные виды водопользования, их параметры и стандарты качества вод, существенно отличающиеся друг от друга.

Наряду с физико-химическим параметрами для оценки экологического состояния водного объекта европейская модель [8] предусматривает оценку гидроморфологических, биологических и бактериологических показателей, которые имеют различные числовые значения при переходе от одного класса к другому классу.

Классифицирование водного объекта по европейской модели на достаточно обеспеченных результатах водного мониторинга позволяет с высокой точностью устанавливать сформировавшийся класс качества (I, II, III, IV, V) рассматриваемого водотока, определить разрешенные виды водопользования (рыбное хозяйство, хозяйственно-питьевое или культурно-бытовое водопользование, орошение, промышленность, гидроэнергетика, транспорт и т.д.), а главное определить цели и так

называемые целевые показатели качества вод (ЦПКВ) по срокам и программам достижений.

За целевые показатели качества вод (ЦПКВ) принимаются границы классов водопользования, установленные по единой классификации водных объектов по всем физико-химическим, биологическим, гидроморфологическим и бактериологическим показателям.

Например, рамочная Директива по воде РДВ 2000/60/ЕС в качестве цели или ЦПКВ директивно установила для речных бассейнов стран Евросоюза – достижение класса качества III к 2015 году и класса II к 2020 году.

ЦПКВ – это инструмент планирования водохозяйственной деятельности на конкретном речном бассейне, позволяющий определить комплекс необходимых мероприятий и объемов инвестиций для достижения поставленной цели. Учитывая вышеуказанный опыт, а также опыт реформирования системы управления водными ресурсами в Молдове, России и странах ВЕКЦА [9] нами разработана Пятиуровневая национальная классификация водных объектов Казахстана, которая включает нормативные требования основных отраслей экономики Республики Казахстан как рыбное хозяйство, хозяйственно-питьевое, рекреационное и промышленное водопользование и орошение.

Числовые значения стандартов качества вод (СКВ) в большинстве случаев приняты из действующих на территории Казахстана нормативных документов, стандартов, перечней, руководств. По ряду показателей приняты числовые значения стандартов качества вод Европейского союза (ЕС), Молдовы, Российской Федерации, а по некоторым установлены методом расчетной корреляции [9-11].

Разработанная единая национальная классификация водных объектов РК с четко установленными границами числовых значений стандартов качества вод (СКВ) по категориям водопользования дала возможность разработать новые методики, нормативы, прописанные к исполнению Водным кодексом РК [1] и другими документами.

К числу документов нового поколения для совершенствования системы управления водными ресурсами следует отнести: Методику установления нормативов предельно допустимых вредных воздействий (ПДВВ) для водных объектов, Методику установления целевых показателей качества вод (ЦПКВ) для поверхностных вод РК, которые способны оперативно установить размеры допустимого изъятия речного стока, размеры допустимых техногенных нагрузок на водоток в целом или водохозяйственный участок, установить класс качества (I, II, III, IV, V) и соответствие или несоответствие видам водопользования осуществляемого на расчетном речном бассейне и как следствие разработать инвестиционную программу для планирования водохозяйственной деятельности.

В 2015 году нами в формате «учебные тренинги», была проведена практическая апробация перечисленных инструментов управления водными ресурсами РК. Учебные тренинги проводились на базе основных бассейновых инспекций КВР МСХ РК с привлечением всех заинтересованных территориальных уполномоченных органов государства – Казгидромет, Департаментов экологии, Департаментов по защите прав потребителей, Управлений природных ресурсов и регулирования природопользования, водопользователей, научных, проектных институтов и заинтересованных водопользователей.

Металлургическая отрасль Казахстана является довольно водоемкой отраслью. Предприятия горно-металлургического комплекса (ГМК), осуществляющие специальное водопользование дислоцированы в основном в Ертисском бассейне, к числу которых относятся:

– ТОО «Корпорация «Казахмыс» – полностью интегрированная компания, деятельность которой охватывает все этапы от добычи руды до производства товарного

металла. Основной деятельностью компании является добыча и реализация меди. Медедобывающее подразделение также осуществляет добычу больших объемов других металлов в качестве попутных продуктов, таких как цинк, серебро и золото.

– ENRC – одна из ведущих в мире групп в сфере добычи и переработки минеральных ресурсов, с интегрированными добывающими, перерабатывающими, энергетическими и логистическими предприятиями.

– ТОО «Казцинк» – крупный интегрированный производитель цинка с большой долей сопутствующего выпуска меди, драгоценных металлов и свинца.

В Нура-Сарысуском бассейне РК осуществляют специальное водопользование:

– АО «АрселорМиттал Темиртау» – крупнейшее предприятие горно-металлургического сектора Республики Казахстан, представляющее собой интегрированный горно-металлургический комплекс с собственным углем, железной рудой и энергетической базой.

– ТОО «Богатырь Комир» – крупнейшая в Казахстане, динамично развивающаяся компания по добыче угля открытым способом. На долю компании приходится 70% от объема всего добываемого в Экибастузском угольном бассейне угля.

– АО «НАК «Казатомпром» – национальный оператор Казахстана по экспорту урана и его соединений, редких металлов, ядерного топлива для атомных энергетических станций, специального оборудования, технологий и материалов двойного назначения.

К числу крупных предприятий горно-металлургического комплекса РК, осуществляющих специальное водопользование относятся – ТОО «Таразский металлургический комбинат», Балхашский горно-металлургический и Текелийский свинцово-цинковый комбинаты.

На предприятиях горно-металлургического комплекса (ГМК) вода расходуется для технологических целей для бурения при добыче и промывке руд, нерудных ископаемых, процессов охлаждения печей, разливах масел, шлаков, приготовлении рабочих растворов, при орошении горной массы в карьерах, отвалах, гидрообеспыливания и других операциях.

Речной сток в больших объемах расходуется также на предприятиях ГМК для хозяйственно-бытового водопользования.

В общей оценке можно сказать, что предприятия ГМК осуществляют «промышленное водопользование», регламентом качества вод для этих предприятий должны быть стандарты качества, относящиеся к V классу единой национальной классификации водных объектов РК.

Для водопользователей и уполномоченных органов в области использования и охраны водного фонда бассейнов рек, в которых осуществляют специальное водопользование предприятия горно-металлургического комплекса, учебные тренинги были проведены в городах Усть-Каменогорск, Караганда, Астана на базе Ертисского, Нура-Сарысуского, Есильского бассейнов.

На учебных семинарах были доложены концептуальные, методологические и практические основы перехода на новую систему управления водными ресурсами РК, гармонизированную с европейскими, международными требованиями. На конкретном водном объекте (рр. Ертис, Нура, Есиль) демонстрировались пошагово все процедуры и действия по сбору, обработке информации, установлению категории водотока и нахождению размеров предельно допустимых техногенных нагрузок на водный объект или его водохозяйственный участок.

В таблице 1 приведены результаты расчета нормативов ПДВВ по водохозяйственным участкам (ВХУ), установленные на основе единой национальной классификации водных объектов.

Таблица 1 – Нормативы ПДВВ для рек, в бассейне которых осуществляют специальное водопользование предприятия ГМК

№	Наименование водного объекта	Нормативы ПДВВ, т/год		
		ВХУ-1	ВХУ-2	ВХУ-3
1	р. Иле	18649,76	18411,79	17933,63
2	р. Есиль	1640,54	2339,42	2969,50
3	р. Жайык	14135,07	13780,28	14212,42
4	р. Ертис	8 968,64	10 862,37	22 867,12
5	р. Нура	807,92	713,44	529,87

Апробация разработанных новых инструментов управления водными ресурсами на конкретном водном объекте (рр. Ертис, Иле, Есиль, Жайык, Нура) позволила установить «разрешенный» вид водопользования, нормативные требования предъявляемые к водопользователям, осуществляемым специальное водопользование, а также установить размеры предельно допустимых и недопустимых техногенных нагрузок на водный объект в целом или водохозяйственный участок.

Показано, что по состоянию на 2014 год экологическая способность рек Иле, Жайык и Ертис к техногенным внешним воздействиям достаточно высокая и достигает 18 649,8 (р. Иле), 14 212,4 (р. Жайык) и 22 867,1 (р. Ертис) т/год. Для рек Есиль и Нура размеры предельно допустимых внешних нагрузок установлены незначительные (т/год) 2 969,5 (р. Есиль) и 807,9 (р. Нура).

Источники

- 1 Водный Кодекс РК, 2003 г. по состоянию на 2015 г.
- 2 Экологический Кодекс РК, 2007г. по состоянию на 2015 г.
- 3 Концепция экологической безопасности РК на 2004-2015 гг.
- 4 Концепция перехода РК к устойчивому развитию на 2007-2020 гг.
- 5 Государственная программа управления водными ресурсами Казахстана, утв. Указом Президента РК от 04 апреля 2014 г. №786.
- 6 Перечень рыбохозяйственных нормативов ПДК и ОБУВ для воды водных объектов, имеющих рыбохозяйственное значение, Государственный Комитет РФ по рыболовству, Издательство ВНИРО, М. 1999 г.
- 7 Метод комплексной оценки степени загрязненности поверхностных вод по гидрохимическим показателям, ГГИ Росгидромет, РД 52.24.643-2002г.
- 8 Рамочная директива по воде РДВ-2000/60/ЕС от 23 октября 2000 г.
- 9 Доклад Система динамичной системы регулирования качества поверхностных вод. Рекомендации для стран Восточной Европы, Кавказа и Центральной Азии и подготовленный специальной рабочей группой по реализации программы действий по охране окружающей среды для стран ВЕКЦА (СРП ПДООС) для Министерской конференции «Окружающая среда для Европы» в г. Астане 21-23 сентября 2011 г.
- 10 Рекомендации парламентских слушаний на тему «Трансграничные водные объекты: совершенствование российского законодательства и международное сотрудничество», Комитет по природным ресурсам, природопользованию и экологии. Государственная Дума Федерального собрания РФ жесткого созыва, М. 2013 г.
- 11 Интегрированное управление водными ресурсами в странах ВЕКЦА. Национальные диалоги по водной политике Водной инициативы Европейского Союза. Отчет о процессе 2013 г. ООН, Нью-Йорк Женева, 2014.

Термодинамическая оценка возможности сульфидизации окисленных медных минералов растворенной элементарной серой, обладающей свойствами наночастиц

*Каткеева Г.Л., Оскембеков И.М., Оскембекова Ж.С., Акубаева М.А.,
Гизатуллина Д.Р., Жунусов Е.М., Шайке Ж.А., Жунусов А.М.*

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

Проведен термодинамический анализ взаимодействия наносеры с окисленными соединениями меди и определены условия сульфидизации. Показано, что в температурном интервале 298,15 – 500 К при взаимодействии окисленных медных минералов с элементарной наноразмерной серой наиболее вероятно образование сульфида меди (II) и оксида серы (IV).

Ключевые слова: термодинамический анализ, наноразмерная сера, сульфидизация, окисленные медные руды.

Проблема переработки окисленных медных руд остро стоит в медной отрасли промышленности Казахстана. Она обусловлена отсутствием рентабельной технологии обогащения такого вида сырья. Относительно дешевые флотационные методы обогащения, являющиеся традиционными при переработке сульфидного сырья, малоэффективны в виду природной гидрофильности окисленных медных минералов.

Одним из путей решения проблемы является химическая модификация минералов посредством сульфидизации, в результате которой окисленные минералы превращаются в сульфидные. Для осуществления такого превращения могут быть использованы реагенты – сульфидизаторы, одним из которых является наноразмерная элементарная сера – наносера. Кроме сульфидирующей роли, наносера, осаждающаяся на минеральной поверхности, играет дополнительную роль гидрофобизатора.

Принципиальная возможность взаимодействия наносеры с окисленными медными минералами сырья рассмотрена при термодинамическом анализе возможных реакций сульфидизации и расчете температурной зависимости стандартной энергии Гиббса реакции.

Температурную зависимость стандартной энергии Гиббса образования соединений определяли по уравнению:

$$\Delta_f G^0_T = \Delta_f H^0_0 - T \Delta_f \Phi^*_T, \quad (1)$$

где $\Delta_f H^0_0$ – стандартная энтальпия образования соединения при температуре 0 К, $\Delta_f \Phi^*_T$ – изменение приведенной энергии Гиббса реакции образования соединения из простых веществ при температуре Т.

Изменение приведенной энергии Гиббса определяли по уравнению:

$$\Delta_f \Phi^*_T = \Phi^*_T - \sum \Phi^*_T(\text{пр. в.}), \quad (2)$$

где Φ^*_T – приведенная энергия Гиббса соединения при температуре Т, $\sum \Phi^*_T(\text{пр. в.})$ – сумма приведенных энергий Гиббса простых веществ, из которых образуется данное соединение, при температуре Т.

Температурная зависимость стандартной энергии Гиббса образования соединений рассчитана по уравнению (1) на основании данных [1 - 3] по приведенной энергии Гиббса (таблица 1) и стандартной энтальпии образования при 0 К (таблица 2).

Таблица 1 – Температурная зависимость изменения приведенной энергии Гиббса реакции образования соединений

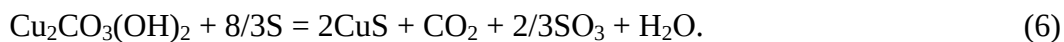
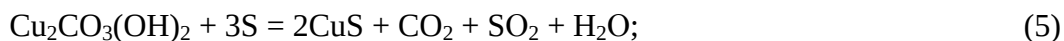
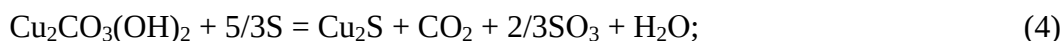
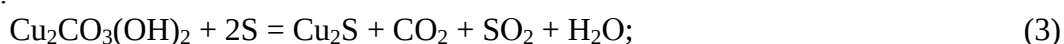
Вещество	Т, К					
	298,15	300	350	400	450	500
	$\Delta\Phi^*_T, \text{Дж}\cdot\text{моль}^{-1}\cdot\text{K}^{-1}$					
S	22,9	22,9	22,3	22,1	22,1	20,2
H ₂ O	-164,7	-164,7	-164,5	-34,5	-37,1	-39,7
SO ₂	19,5	19,5	18,0	16,7	14,9	13,1
SO ₃	-63,9	-64,0	-66,3	-69,6	-71,0	-74,9
CO ₂	4,1	4,1	4,0	3,8	3,7	3,5
SiO ₂	-165,7	-165,8	-166,9	-170,1	-169,2	-172,6
Cu ₂ S	13,2	13,3	13,5	15,1	16,9	17,4
CuS	2,0	2,0	2,0	1,8	1,1	0,4

Таблица 2 – Стандартная энтальпия образования соединений при 0 К

Вещество	$\Delta_f H^0_{0, \text{кДж}\cdot\text{моль}^{-1}}$	Вещество	$\Delta_f H^0_{0, \text{кДж}\cdot\text{моль}^{-1}}$
S	13,2	CO ₂	-393,1
H ₂ O	-286,3	SiO ₂	-906,0
SO ₂	-294,3	Cu ₂ S	-81,1
SO ₃	-390,1	CuS	-55,0

Термодинамический анализ взаимодействия наносеры с малахитом

Для термодинамического анализа рассмотрены четыре взаимодействия серы с малахитом:



ОвероятностиэтихвзаимодействийсудилипоизменениюстандартнойэнергииГиббса

:

$$\Delta_r G^0_T = \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{S}) + \Delta_f G^0_T(\text{CO}_2) + \Delta_f G^0_T(\text{SO}_2) + \Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2) - 2\Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (7)$$

$$\Delta_r G^0_T = \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{S}) + \Delta_f G^0_T(\text{CO}_2) + 2/3\Delta_f G^0_T(\text{SO}_3) + \Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2) - 5/3\Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (8)$$

$$\Delta_r G^0_T = 2\Delta_f G^0_T(\text{CuS}) + \Delta_f G^0_T(\text{CO}_2) + \Delta_f G^0_T(\text{SO}_2) + \Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2) - 3\Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (9)$$

$$\Delta_r G_T^0 = 2\Delta_f G_T^0(\text{CuS}) + \Delta_f G_T^0(\text{CO}_2) + 2/3\Delta_f G_T^0(\text{SO}_3) + \Delta_f G_T^0(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G_T^0(\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2) - 8/3\Delta_f G_T^0(\text{S}). \quad (10)$$

Подставляя в уравнения значения соответствующих величин, получили температурную зависимость стандартной энергии Гиббса реакций (3 - 6). По формуле

$$\Delta_r G_T^0 = -2,303RT \lg K_p \quad (11)$$

находим температурную зависимость константы равновесия реакции. Результаты приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Температурная зависимость стандартной энергии Гиббса и константы равновесия реакции наносеры с малахитом

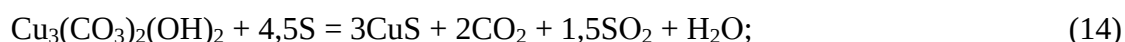
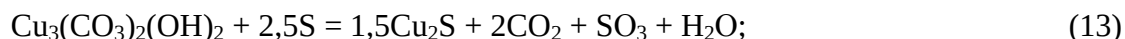
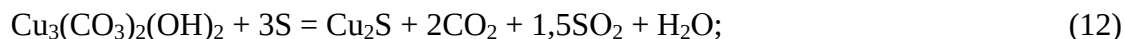
Реакция	T, K	298,15	300	350	400	450	500
3	$\Delta_r G_T^0$, кДж·моль ⁻¹	-128,7	-129,3	-145,6	-167,2	-189	-211,8
	Уравнение	$\Delta_r G_T^0 = -0,410T - 4,77$					
	lgK _p	22,5	22,5	21,7	21,8	21,9	22,1
4	$\Delta_r G_T^0$, кДж·моль ⁻¹	-73,8	-74,2	-87,8	-106,3	-125,6	-145,0
	Уравнение	$\Delta_r G_T^0 = -0,352T + 32,83$					
	lgK _p	12,9	12,9	13,1	13,9	14,6	15,1
5	$\Delta_r G_T^0$, кДж·моль ⁻¹	-161,3	-161,9	-176,6	-195,9	-214,6	-235,6
	Уравнение	$\Delta_r G_T^0 = -0,365T - 51,03$					
	lgK _p	28,2	28,2	26,3	25,6	24,9	24,6
6	$\Delta_r G_T^0$, кДж·моль ⁻¹	-106,4	-106,8	-118,8	-135,0	-151,2	-168,8
	Уравнение	$\Delta_r G_T^0 = -0,307T - 13,42$					
	lgK _p	18,6	18,6	17,7	17,6	17,5	17,6

Согласно температурной зависимости стандартной энергии Гиббса реакции при взаимодействии малахита с элементной наноразмерной серой наиболее вероятно образование сульфида меди (II) и оксида серы (IV). Повышение температуры способствует увеличению вероятности такого взаимодействия.

Вместе с тем вероятность образования других продуктов взаимодействия также высока.

Взаимодействие наносеры с азуритом

Рассмотрены четыре взаимодействия наносеры с азуритом:





О вероятности этих взаимодействий судили по изменению стандартной энергии Гиббса:

$$\Delta_r G^0_T = 1,5\Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{S}) + 2\Delta_f G^0_T(\text{CO}_2) + 1,5\Delta_f G^0_T(\text{SO}_2) + \Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2) - 3\Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (16)$$

$$\Delta_r G^0_T = 1,5\Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{S}) + 2\Delta_f G^0_T(\text{CO}_2) + \Delta_f G^0_T(\text{SO}_3) + \Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2) - 2,5\Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (17)$$

$$\Delta_r G^0_T = 3\Delta_f G^0_T(\text{CuS}) + 2\Delta_f G^0_T(\text{CO}_2) + 1,5\Delta_f G^0_T(\text{SO}_2) + 2\Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2) - 4,5\Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (18)$$

$$\Delta_r G^0_T = 3\Delta_f G^0_T(\text{CuS}) + 2\Delta_f G^0_T(\text{CO}_2) + \Delta_f G^0_T(\text{SO}_3) + \Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2) - 4\Delta_f G^0_T(\text{S}). \quad (19)$$

Подставляя в уравнения значения соответствующих величин, получили температурную зависимость стандартной энергии Гиббса реакций (12 - 15). По формуле (11) рассчитали температурную зависимость константы равновесия реакции. Результаты приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Температурная зависимость стандартной энергии Гиббса и константы равновесия реакции наносеры с азуритом

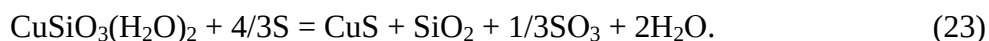
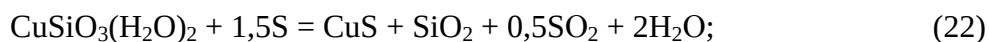
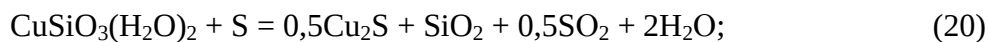
Реакция	Т, К	298,15	300	350	400	450	500
12	$\Delta_r G^0_T$, кДж·моль ⁻¹	-191,9	-192,8	-217,2	-247,1	-277,3	-308,7
	Уравнение	$\Delta_r G^0_T = -0,576T - 18,20$					
	lgK _p	33,6	33,6	32,4	32,3	32,2	32,2
13	$\Delta_r G^0_T$, кДж·моль ⁻¹	-109,5	-110,2	-130,5	-155,7	-182,2	-208,5
	Уравнение	$\Delta_r G^0_T = -0,489T + 38,20$					
	lgK _p	19,2	19,2	19,5	20,3	21,1	21,8
14	$\Delta_r G^0_T$, кДж·моль ⁻¹	-244,0	-244,9	-266,4	-292,4	-317,3	-345,9
	Уравнение	$\Delta_r G^0_T = -0,500T - 93,48$					
	lgK _p	42,7	42,6	39,7	38,2	36,8	36,1
15	$\Delta_r G^0_T$, кДж·моль ⁻¹	-158,4	-159,1	-177,0	-198,8	-220,6	-244,2
	Уравнение	$\Delta_r G^0_T = -0,422T - 31,17$					
	lgK _p	27,7	27,7	26,4	26,0	25,6	25,5

Согласно температурной зависимости стандартной энергии Гиббса реакции при взаимодействии азурита с элементной наноразмерной серой наиболее вероятно образование сульфида меди (II) и оксида серы (IV), как и в случае с малахитом.

Повышение температуры способствует увеличению вероятности такого взаимодействия. Вероятность образования других продуктов взаимодействия тоже высока.

Термодинамический анализ взаимодействия наносеры с хризокolloй

Рассмотрены четыре взаимодействия наносеры с хризокolloй:



О вероятности этих взаимодействий судили по изменению стандартной энергии Гиббса:

$$\Delta_r G^0_T = 0,5\Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{S}) + \Delta_f G^0_T(\text{SiO}_2) + 0,5\Delta_f G^0_T(\text{SO}_2) + 2\Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{CuSiO}_3(\text{H}_2\text{O})_2) - \Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (24)$$

$$\Delta_r G^0_T = 0,5\Delta_f G^0_T(\text{Cu}_2\text{S}) + \Delta_f G^0_T(\text{SiO}_2) + 1/3\Delta_f G^0_T(\text{SO}_3) + 2\Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{CuSiO}_3(\text{H}_2\text{O})_2) - 5/6\Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (25)$$

$$\Delta_r G^0_T = \Delta_f G^0_T(\text{CuS}) + \Delta_f G^0_T(\text{CO}_2) + 0,5\Delta_f G^0_T(\text{SiO}_2) + 2\Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{CuSiO}_3(\text{H}_2\text{O})_2) - 1,5\Delta_f G^0_T(\text{S}); \quad (26)$$

$$\Delta_r G^0_T = \Delta_f G^0_T(\text{CuS}) + \Delta_f G^0_T(\text{SiO}_2) + 1/3\Delta_f G^0_T(\text{SO}_3) + 2\Delta_f G^0_T(\text{H}_2\text{O}) - \Delta_f G^0_T(\text{CuSiO}_3(\text{H}_2\text{O})_2) - 4/3\Delta_f G^0_T(\text{S}). \quad (27)$$

Подставляя в уравнения значения соответствующих величин, получили температурную зависимость стандартной энергии Гиббса реакций (20 - 23). По формуле (11) рассчитали температурную зависимость константы равновесия реакции. Результаты приведены в таблице 5.

Таблица 5 – Температурная зависимость стандартной энергии Гиббса и константы равновесия реакции наносеры с хризокolloй

Реакция	T, K	298,15	300	350	400	450	500
1	2	3	4	5	6	7	8
20	$\Delta_r G^0_T$, кДж·моль ⁻¹	29,7	29,5	23,7	9,7	-6,6	-21,1
	Уравнение	$\Delta_r G^0_T = -0,252T + 107,5$					
	lgK _p	5,2	5,1	3,5	1,3	-0,8	-2,2
21	$\Delta_r G^0_T$, кДж·моль ⁻¹	57,2	57,0	52,6	40,2	25,1	12,3
	Уравнение	$\Delta_r G^0_T = -0,223T + 126,3$					
	lgK _p	10,0	9,9	7,8	5,2	2,9	1,3

Продолжение таблицы 5

1	2	3	4	5	6	7	8
22	$\Delta_r G^0_T$, кДж·моль ⁻¹	13,4	13,2	8,2	-4,6	-19,4	-33,0
	Уравнение	$\Delta_r G^0_T = -0,230T + 84,43$					
	lgK _p	-2,3	-2,3	-1,2	0,6	2,2	3,4
23	$\Delta_r G^0_T$, кДж·моль ⁻¹	40,9	40,7	37,1	25,9	12,3	0,4
	Уравнение	$\Delta_r G^0_T = -0,201T + 103,2$					
	lgK _p	-7,2	-7,1	-5,5	-3,4	-1,4	-0,04

Согласно температурной зависимости стандартной энергии Гиббса реакции при взаимодействии хризоколлы с элементной наноразмерной серой с температуры 94 °С наиболее вероятно образование сульфида меди (II) и оксида серы (IV). Повышение температуры способствует увеличению вероятности этого взаимодействия.

Реакции (21) и (23) в исследуемом температурном интервале маловероятны. Реакция (20) вероятна с температуры 154 °С.

Таким образом, результаты термодинамического анализа указывают на принципиальную возможность сульфидизации окисленных медных минералов – малахита, азурита и хризоколлы, растворенной элементной серой, обладающей свойствами наночастиц.

Источники

- 1 Гурвич Л.В., Вейц И.В., Медведев В.А. и др. Термодинамические свойства индивидуальных веществ. Справочное издание. – М.: Наука, 1978-1982. - Т. I-IV.
- 2 Термодинамические свойства индивидуальных веществ. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.chem.msu.su/Zn/welcome.html>.
- 3 Термические константы веществ. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.chem.msu.su/cgi-bin/tkv.pl?show=welcom.html>.

Термодинамическое обоснование процесса миграции мышьяка из отвалов металлургических производств в окружающую среду

Кузгибекова Х.М., Зиканова Т.А., Жинова Е.В., Исабаев С.М., Жилина И.М.
(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганды, Казахстан)

Многолетняя практика существования открытых отвалов и хвостохранилищ показала, что образующиеся в них растворимые соединения мышьяка за счет воздействия внешних факторов попадают в почву, водоемы за счет выщелачивания фильтрующими растворами, к которым относится серная кислота, образующаяся при окислении пирита и других сульфидных материалов в верхних горизонтах отвалов. Во многих отвалах, в связи с чем в докладе представлены результаты термодинамических исследований системы $\text{FeAsS-H}_2\text{SO}_4\text{-H}_2\text{O}$ путем построения диаграмм Пурбэ.

Ключевые слова: мышьяксодежащие отвалы, диаграмма Пурбэ, пирит, сульфидные матуриалы.

В настоящее время при добыче и переработке мышьяксодежащих руд и концентратов цветных металлов и золота устойчиво сохраняется тенденция вывода мышьяка из технологического процесса в отходы с последующим складированием в виде пульпы и осадков в хвостохранилищах (техногенных озерах) или же в виде твердых продуктов в специально оборудованных отвалах. Это приводит к нарушению динамического равновесия кругооборота мышьяка в природе и заражению соединениями мышьяка регионов размещения этих отвалов. К уже накопленным в предыдущее столетие сотням тысяч тонн токсичных отвальных материалов продолжают поступать все новые массы мышьяксодежащих отходов с действующих производств.

В лаборатории мышьяка и ртути Агентства по охране окружающей среды (США) при критическом анализе были сделаны выводы: 1) в обычном промышленном процессе при удалении мышьяка из растворов осаждением в виде арсената кальция получаемый твердый продукт не является стабильным и разрушается при длительном хранении в стационарных хранилищах за счет карбонизации диоксидом углерода, содержащегося в воздухе с образованием карбоната кальция и мышьяковой кислоты; 2) маловероятна долговременная стабильность арсената железа осажденного из растворов, так как происходит гидролиз за счет влаги воздуха с образованием гетита и мышьяковой кислоты.

Термодинамическое обоснование с использованием Eh-pH диаграмм, которые успешно применялись для анализа геохимических процессов и для описания равновесных состояний систем, характерных для гидрометаллургии тяжелых цветных металлов процесса миграции мышьяка из отвалов является основной задачей данных исследований.

При построении диаграмм предполагается, что в растворе отсутствуют вещества, с которыми элементы могут образовывать растворимые комплексы или нерастворимые соединения, кроме оксидов и гидрооксидов, а также отсутствуют окислительно-восстановительные системы, в том числе растворенный молекулярный кислород. Вследствие чего активности твердых компонентов и воды принимаются за единицу. Такой подход позволяет достаточно просто выявить возможные формы (фазы) вещества, которые могут находиться на поверхности и в растворе.

Уравнения окислительно-восстановительных реакций, по которым производили расчет диаграммы состояния $\text{FeAsS-H}_2\text{SO}_4\text{-H}_2\text{O}$, приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Уравнения окислительно-восстановительных реакций, используемые при расчете диаграммы состояния FeAsS-H₂SO₄-H₂O

Уравнение окислительно-восстановительной реакции	Уравнение электродного потенциала для реакции
1. $\text{H}_2\text{O}_{\text{ж}} = \text{O}_2 + 4\text{H}^+ + 4\text{e}$	$E = 1,23 - 0,059\text{pH}$
1. $\text{H}_2\text{O}_{\text{ж}} = \text{O}_2 + 4\text{H}^+ + 4\text{e}$	$E = 1,23 - 0,059\text{pH}$
3. $\text{H}_3\text{AsO}_3 + \text{H}_2\text{O} = \text{H}_3\text{AsO}_4 + 2\text{H}^+ + 2\text{e}$	$E = 0.586 - 0.059\text{pH}$
4. $\text{H}_3\text{AsO}_4 = \text{H}_2\text{AsO}_4^- + \text{H}^+$	$\lg K_p = \lg[\text{H}_2\text{AsO}_4^-] - \lg[\text{H}_3\text{AsO}_4] - \text{pH};$ $\text{pH} = 2.19$
5. $\text{H}_2\text{AsO}_4^- = \text{HAsO}_4^{2-} + \text{H}^+$	$\lg K_p = \lg[\text{HAsO}_4^{2-}] - \lg[\text{H}_2\text{AsO}_4^-] - \text{pH};$ $\text{pH} = 6.79$
6. $\text{HAsO}_4^{2-} = \text{AsO}_4^{3-} + \text{H}^+$	$\lg K_p = \lg[\text{AsO}_4^{3-}] - \lg[\text{HAsO}_4^{2-}] - \text{pH};$ $\text{pH} = 11.51$
7. $\text{H}_3\text{AsO}_3 = \text{H}_2\text{AsO}_3^- + \text{H}^+$	$\lg K_p = \lg[\text{H}_2\text{AsO}_3^-] - \lg[\text{H}_3\text{AsO}_3] - \text{pH};$ $\text{pH} = 9.24$
8. $\text{H}_2\text{AsO}_3^- + \text{H}_2\text{O} = \text{HAsO}_4^{2-} + 3\text{H}^+ + 2\text{e}$	$E = 0.585 - 0.088\text{pH}$
9. $\text{H}_2\text{AsO}_3^- = \text{HAsO}_3^{2-} + \text{H}^+$	$\lg K_p = \lg[\text{HAsO}_3^{2-}] - \lg[\text{H}_2\text{AsO}_3^-] - \text{pH};$ $\text{pH} = 12.10$
10. $\text{HAsO}_3^{2-} = \text{AsO}_3^{3-} + \text{H}^+$	$\lg K_p = \lg[\text{AsO}_3^{3-}] - \lg[\text{HAsO}_3^{2-}] - \text{pH};$ $\text{pH} = 13.14$
11. $\text{AsO}_3^{3-} + \text{H}_2\text{O} = \text{AsO}_4^{3-} + 2\text{H}^+ + 2\text{e}$	$E = 0.170 - 0.059\text{pH}$
12. $\text{H}_2\text{AsO}_3^- + \text{H}_2\text{O} = \text{AsO}_4^{3-} + 4\text{H}^+ + 2\text{e}$	$E = 0.925 - 0.118\text{pH}$
13. $\text{HAsO}_3^{2-} + \text{H}_2\text{O} = \text{AsO}_4^{3-} + 3\text{H}^+ + 2\text{e}$	$E = 0.567 - 0.088\text{pH}$
14. $\text{As} + \text{H}_2\text{O} = \text{AsO}_3^{3-} + 6\text{H}^+ + 3\text{e}$	$E = 0.912 - 0.118\text{pH}$
15. $\text{As} + 3\text{H}_2\text{O} = \text{H}_2\text{AsO}_3^- + 4\text{H}^+ + 3\text{e}$	$E = 0.4085 - 0.078\text{pH}$
16. $\text{As} + 3\text{H}_2\text{O} = \text{H}_3\text{AsO}_3 + 3\text{H}^+ + 3\text{e}$	$E = 0.226 - 0.059\text{pH}$
17. $\text{H}_3\text{AsO}_3 + \text{H}_2\text{O} = \text{HAsO}_4^{2-} + 4\text{H}^+ + 2\text{e}$	$E = 0.858 - 0.118\text{pH}$
18. $\text{AsH}_3 = \text{As} + 3\text{H}^+ + 3\text{e}$	$E = -0.6268 - 0.059\lg$
19. $\text{FeAsS} + 3\text{H}_2\text{O} = \text{Fe}^{2+} + \text{S}^0 + \text{H}_3\text{AsO}_3 + 3\text{H}^+ + 5\text{e}$	$E = 0.199 - 0.354\text{pH}$
20. $\text{FeAsS} + 7\text{H}_2\text{O} = \text{Fe}^{2+} + \text{S}^{0 2-} + \text{H}_3\text{AsO}_3 + 13\text{H}^+ + 11\text{e}$	$E = 0.282 - 0.059\text{pH}$
21. $\text{Fe}^{2+} + 3\text{H}_2\text{O} = \text{Fe}(\text{OH})_3 + 3\text{H}^+ + \text{e}$	$E = 1.050 - 0.177\text{pH}$
22. $\text{Fe}^{2+} = \text{Fe}^{3+} + \text{e}$	$E = 0.771 + 0.059\lg[\text{Fe}^{3+}] - 0.059\lg[\text{Fe}^{2+}]$
23. $\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + 3\text{H}^+ = \text{Fe}^{3+} + \text{H}_3\text{AsO}_4 + 2\text{H}_2\text{O}$	$3\text{pH} = -1.1 - \lg[\text{Fe}^{3+}] - \lg[\text{H}_3\text{AsO}_4]$
24. $\text{Fe}^{2+} + \text{H}_3\text{AsO}_4 + 2\text{H}_2\text{O} = \text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + 3\text{H}^+ + \text{e}$	$E = 0.710 - 0.177\text{pH}$
25. $\text{S}^0 + 4\text{H}_2\text{O} = \text{SO}_4^{2-} + 8\text{H}^+ + 6\text{e}$	$E = 0.356 - 0.069\text{pH}$
26. $\text{Fe} + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{FeSO}_4 + 2\text{H}^+ + 2\text{e}$	$E = 0.6958 - 0.059\text{pH}$
27. $2\text{Fe} + 3\text{H}_2\text{SO}_4 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 6\text{H}^+ + 6\text{e}$	$E = 0.3025 - 0.059\text{pH}$
28. $\text{HSO}_4^- = \text{SO}_4^{2-} + \text{H}^+$	$\text{pH} = 1.94$

При построении диаграмм предполагается, что в растворе отсутствуют вещества, с которыми элементы могут образовывать растворимые комплексы или нерастворимые соединения, кроме оксидов и гидроксидов, а также отсутствуют окислительно-восстановительные системы, в том числе растворенный молекулярный кислород. Вследствие чего активности твердых компонентов и воды принимаются за единицу. Такой подход позволяет достаточно просто выявить возможные формы (фазы) вещества, которые могут находиться на поверхности и в растворе.

Диаграмма состояния системы $\text{FeAsS-H}_2\text{SO}_4\text{-H}_2\text{O}$ в координатах Eh-pH представлена на рисунке 1.

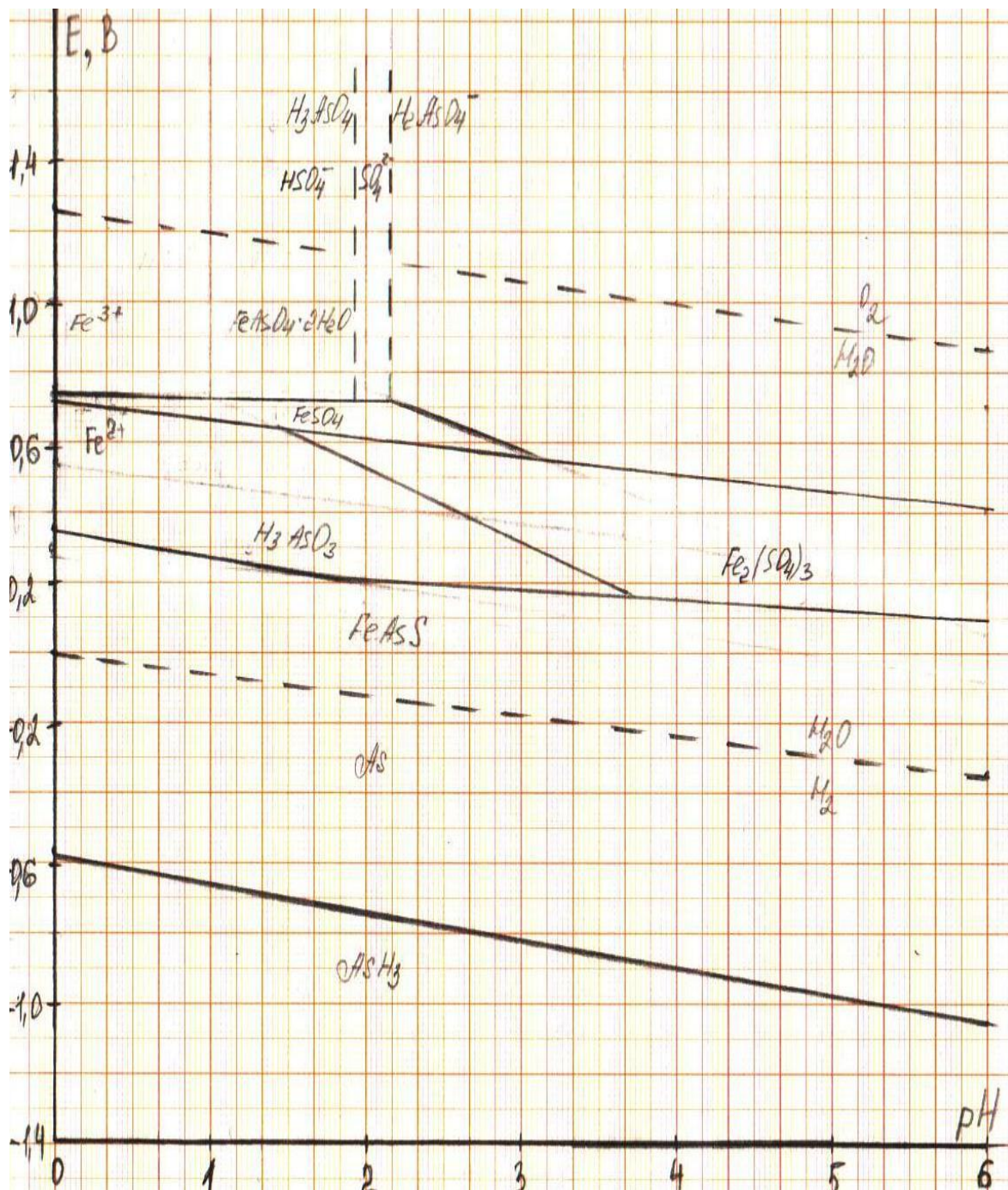


Рисунок 1 – Диаграмма Пурбэ системы $\text{FeAsS-H}_2\text{SO}_4\text{-H}_2\text{O}$

При значениях E , выше $E_p=1,23-0,059$ рН идет разложение воды с образованием кислорода, а при E ниже $E_p=0,00-0,059$ рН идет разложение H_2O с образованием водорода. Если величины электродных потенциалов веществ лежат в области устойчивого состояния воды, то эти вещества устойчивы в водных средах при отсутствии окислителей, в том числе кислорода; их называют электроположительными.

По диаграмме определено содержание всех форм ортомышьяковой кислоты в зависимости от концентрации водородных ионов. В окислительной области основной формой мышьяка в пределах рН 0-1,9 - является недиссоциированная H_3AsO_4 , в интервале рН равном 1,19 до 6 - $HAsO_4^-$.

В кислой восстановительной среде устойчивым мышьяксодержащим компонентом является недиссоциированная H_3AsO_3 – мышьяковистая кислота при рН 0-3,8 и электродном потенциале – (0,3-0,6), которая при повышении рН среды сменится ионами $H_2AsO_3^{2-}$, $HAsO_3^{2-}$, AsO_3^{3-} .

Окисление H_3AsO_3 при изменении значений окислительно-восстановительного потенциала приведет к образованию ионов H_3AsO_4 , $H_2AsO_4^-$ или $HAsO_4^{2-}$; а $H_2AsO_3^-$ может окисляться до $HAsO_4^{2-}$ и AsO_3^{3-} .

Арсенопирит ($FeAsS$) в сернокислой среде в интервале рН приведенном на оси абсцисс (0-6) и значении электродного потенциала 0,1-0,4В термодинамически стабилен при отсутствии кислорода. Как только в системе появляется кислород происходит образование ионов двухвалентного железа при рН=0-2,8 и при значении электродного потенциала 0,5-0,8 В, а ионы Fe^{+3} существуют при рН=0-1 и $E = 0,8-1,3В$. Ниже линии водорода устойчивы элементный мышьяк и арсин во всем интервале рН=0-6 и отрицательных значениях электродного потенциала 0,2-0,6 В.

В системе при рН= 1-2 и электродном потенциале 0,7-1,3В образуется арсенат железа $FeAsO_4 \cdot 2H_2O$, который при рН=2-4 подвергается гидролизу с образованием гидроксида трехвалентного железа и мышьяковой кислоты.

В сернокислом растворе при относительно невысоком значении электродного потенциала (0,2-0,3 В) основное количество железа находится в двухвалентной форме, а мышьяк - в виде мышьяковистой кислоты. При повышении электродного потенциала до 0,6-0,75 В, когда рН жидкой фазы снижается до 1.2-1.4, составляющие диаграммы представлены в виде растворенных элементов в своей высшей валентности H_3AsO_4 , Fe, H_2SO_4 , $FeAsO_4$. Арсенат железа термодинамически стабилен в пределах рН=1-5 при $E>0.2$.

Таким образом, анализ диаграммы показывает, что при рН > 2 соосаждение As(V) происходит непосредственно при формировании осадка $Fe(OH)_3$ и на поверхности сформировавшейся фазы гидроксида железа (III). Высокая полнота соосаждения при рН = 4 - 5 обусловлена адсорбцией As(V) на частицах гидроксида железа, размер которых составляет 2 - 3 нм, без образования основных арсенатов железа типа $FeAsO_4 \cdot xFe(OH)_3$. Сопоставление изотерм соосаждения и распределения As(V) по химическим соединениям позволяет предположить, что соосаждение обусловлено сорбцией $FeAsO_4$. Образующиеся мышьяксодержащие феррогидраты термодинамически неустойчивы и при взаимодействии с водой происходит десорбция мышьяка в жидкую фазу. В растворах с концентрацией As(V) и Fe (III) более 10^{-2} моль/дм³ и рН < 2 возможно образование арсенатов $FeAsO_4 \cdot 2H_2O$, которые при рН = 2 - 8 инконгруэнтно растворяются с переходом в раствор ионов As(V) и образованием осадка $Fe(OH)_3$.

Для подтверждения термодинамических данных изучено выщелачивание синтезированного арсената железа серной кислотой при температуре 25⁰С, ж:т=5:1 и различных значениях концентрации H_2SO_4 .

Результаты этих исследований приведены на рисунках 2, 3.

Ход кривых перехода мышьяка и железа в раствор имеет излом при продолжительности выщелачивания 60 мин, что, видимо, объясняется диффузионными

затруднениями с образованием на поверхности исходной соли слоя гидроксида железа, затрудняющего доступ растворителя к арсенату железа. Увеличение продолжительности выщелачивания приводит к интенсификации процессов массопереноса на границе твердое и жидкое.

При выщелачивании арсената железа при температуре 25°C , ж:т=4:1 и продолжительности процесса 180 мин в раствор перешло 56,7% мышьяка и 59,4 % железа.

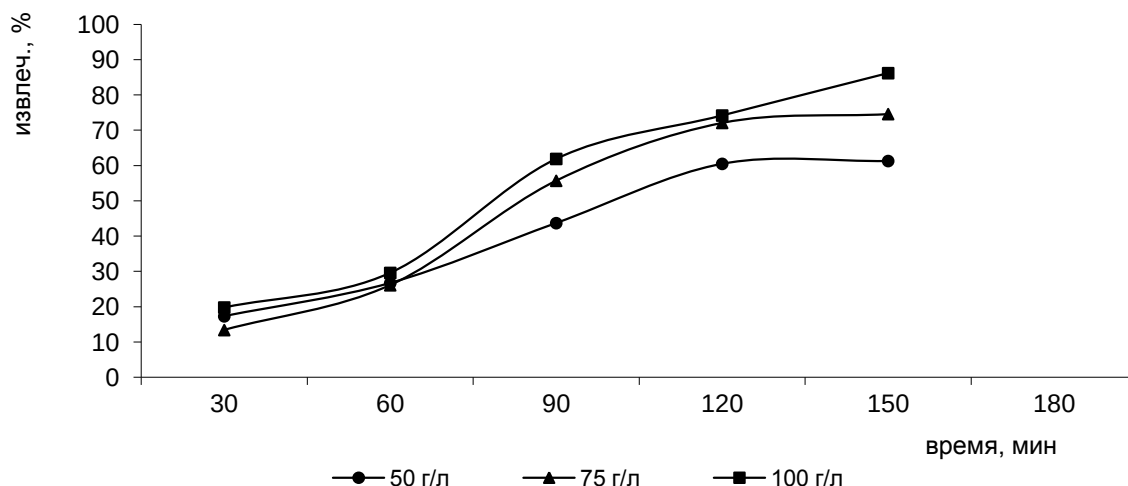


Рисунок 2 – Извлечение мышьяка в раствор

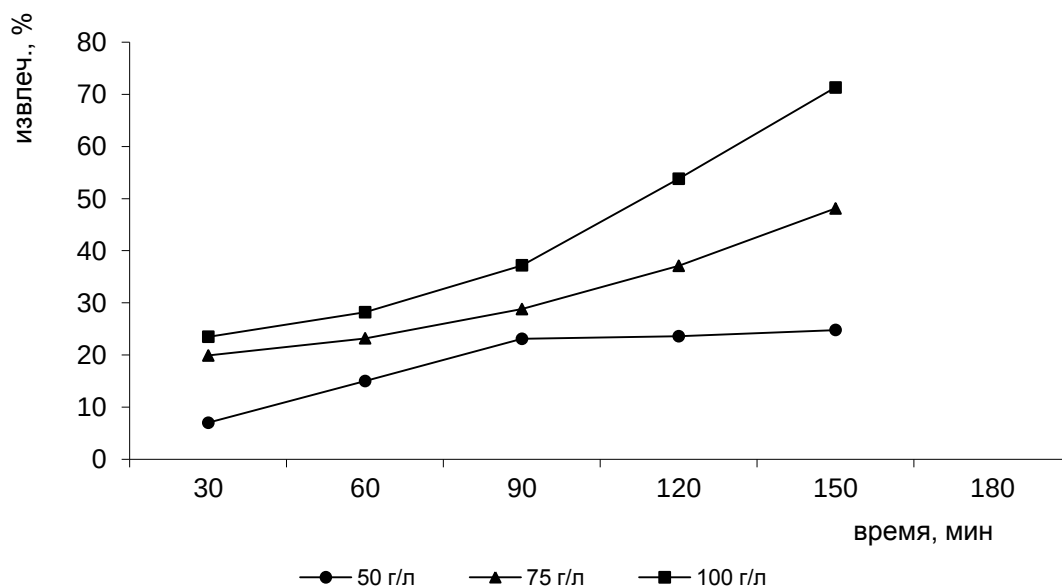


Рисунок 3 – Извлечение железа в раствор

Таким образом, синтетический скородит FeAsO_4 , в виде которого удаляют мышьяк из растворов переработки золотомышьяковистого сырья как биовыщелачиванием, так и автоклавным методом, является метастабильным соединением, он инконгруэнтно растворяется с образованием гидроксида железа и мышьяковой кислоты, поэтому не рекомендуется для длительного хранения в стационарных хранилищах.

Влияние ферримагнитного материала на окисляемость двухвалентного железа в кислой среде

Мендыханова Г.К., Тусунбаев Н.К.

(АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)

Проведены исследования по окислению Fe (II) до Fe (III) в кислой среде в присутствии окислителей пероксида водорода и воздуха с использованием ферримагнитного катализатора различной крупности. Показано, что при оптимальном количестве пероксида водорода и воздуха продолжительность окисления Fe^{2+} до Fe^{3+} значительно сокращается в присутствии наноразмерного ферримагнитного катализатора (НФК). При этом НФК в 40-200 раз меньше расходуется, по сравнению стабилизированного ферримагнитного катализатора крупностью 5-20 мкм.

Ключевые слова: ферримагнитный материал, железный купорос, пероксид водорода, окислительно-восстановительный потенциал (ОВП).

В процессе подземного скважинного сернокислотного выщелачивания урана создается подвижное равновесие между Fe (II) и Fe (III), от соотношения которого зависит степень извлечения урана. Определяющую роль в данном процессе играет стабильное содержание Fe (III). Однако в процессе подземного выщелачивания равновесие быстро смещается в сторону Fe (II) и процесс выщелачивания урана замедляется. Окислительно-восстановительная реакция составная часть процесса выщелачивания и для стабильного и направленного протекания процесса окисления-восстановления необходимо дополнительное введение окислителя [1, 2]. Такой стабильный процесс, формирующий оптимальное количество Fe (III), могут обеспечивать катализаторы на основе ферримагнитного материала.

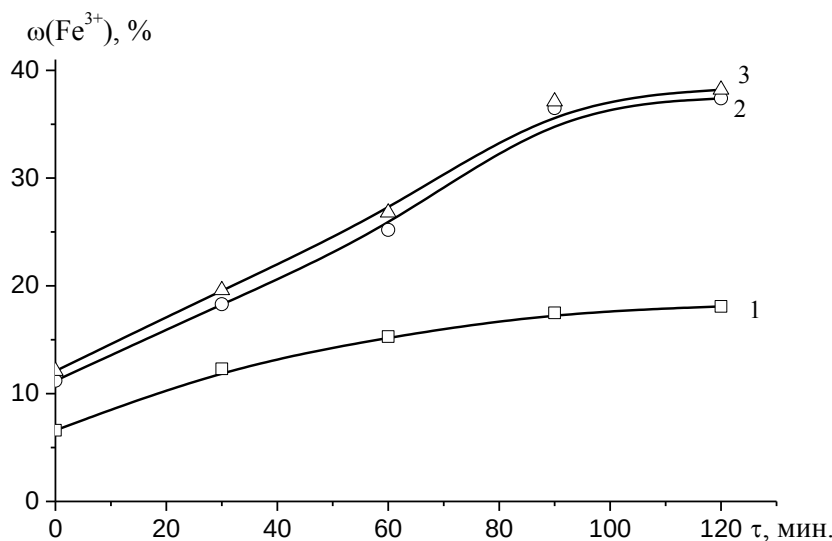
В связи с этим в настоящей работе проведены исследования по окислению Fe (II) до Fe (III) в кислой среде для проверки каталитической активности ферримагнитного материала (ФМ) различной крупности.

Для синтеза порошкового ФМ были использованы: железный купорос – $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, хлорное железо (III) – $\text{FeCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, аммиак водный – 25 % - ный. Был получен порошкообразный ФМ путем смешения растворов солей двух- и трехвалентного железа, взятых в определенном соотношении, при температуре 70°C в присутствии 15%-ного раствора аммиака. Частицы ФМ получали «методом химической конденсации». Для получения высокодисперсных частиц необходимо было ограничить рост частиц, что достигалось интенсивным перемешиванием растворов. Использование аммиака создает более мягкие условия соосаждения солей, что способствует образованию в ходе реакции частицы ФМ однородного поля. Несоблюдение определенных соотношений исходных компонентов ухудшает его магнитные характеристики. Полученный в результате реакции ФМ имеет черный цвет. Содержание железа в ФМ по результатам химического анализа составило 68 %.

Предварительные результаты показали, что порошковые ферримагнитные катализаторы размером 5-20 мкм в отсутствие стабилизатора являются не эффективным катализатором для окисления двухвалентного железа до трехвалентного. Это может быть связано с тем, что порошки этих катализаторов неустойчивы в водной среде и быстро седиментируют. С другой стороны, существенно уменьшается площадь соприкосновения отдельных частиц катализатора с реагирующими компонентами. Поэтому для увеличения удельной площади катализатора, нами проведены опыты по стабилизации частиц ферримагнитных катализаторов поверхностно-активными веществами.

Проведены исследования по изучению окисляемости двухвалентного железа до трехвалентного железа в модельных растворах железного купороса, в присутствии

пероксида водорода при различном расходе и совместном присутствии пероксида водорода со стабилизированным ферромагнитным катализатором (СФК) в зависимости от продолжительности процесса. Результаты экспериментальных данных (рис. 1) показали эффективность использования СФК в процессе окисления двухвалентного железа до трехвалентного. Показано, что с применением пероксида водорода скорость протекания реакции окисления значительно ниже, чем в присутствии СФК, что подтверждает высокое значение выхода трехвалентного железа. Окисление ионов железа (II) в кислых растворах протекает по реакции: $2\text{Fe}^{2+} + 1/2\text{O}_2 + 2\text{H}^+ = 2\text{Fe}^{3+} + \text{H}_2\text{O}$. Скорость и степень окисления железа (II) зависит при прочих равных условиях от кислотности раствора или значения pH и от соотношения концентрации железа (III) и железа (II) в каждый момент протекания процесса окисления. Это является следствием изменения величин ОВП полуреакций восстановления кислорода и окисления железа, разность которых определяет электродвижущую силу (ЭДС) процесса [3].



1 – без катализатора; 2 – в присутствии стабилизированного ферромагнитного катализатора (СФК), 55 г/ на 100 г Fe^{2+} ; 3 – в присутствии СФК, 110 г/ на 100 г Fe^{2+} . Исходная концентрация Fe^{2+} в растворе 3,44 г/л, pH = 1,5

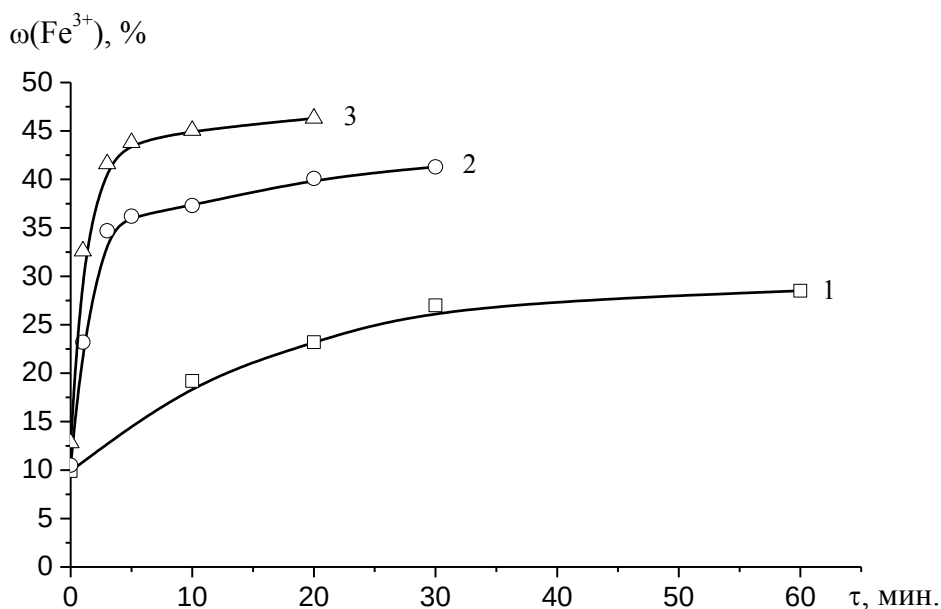
Рисунок 1 – Зависимость выхода Fe^{3+} в 0,03% сернокислотном растворе H_2O_2 от продолжительности процесса

Одновременно с процессом окисления железа (II) протекает гидролиз ионов железа (III) с образованием гидрокомплексов по реакциям $\text{Fe}^{3+} + \text{H}_2\text{O} \leftrightarrow \text{FeOH}^{2+} + \text{H}^+$; $\text{Fe}^{3+} + 2\text{H}_2\text{O} \leftrightarrow \text{Fe}(\text{OH})_2^+ + 2\text{H}^+$; $\text{Fe}^{3+} + 3\text{H}_2\text{O} \leftrightarrow \text{Fe}(\text{OH})_3 + 3\text{H}^+$. Суммарная реакция окисления железа (II) с учетом гидролиза ионов железа (III) протекает по уравнению $2\text{Fe}^{2+} + 1/2\text{O}_2 + 5\text{H}_2\text{O} = 2\text{Fe}(\text{OH})_3 + 4\text{H}^+$. Из последней реакции следует, что повышение кислотности или понижение значения pH раствора должно замедлять скорость окисления железа, что и подтверждается на эксперименте. При заданных значениях pH и соотношении концентраций ионов железа (III) и железа (II) в исходном растворе с максимальной скоростью процесс окисления железа (II) может протекать только в начале процесса, замедляясь затем тем в большей мере, чем в большей степени окислено железо (II). Это связано с ростом ОВП системы железо (III)/(II) и, как следствие, с уменьшением ЭДС общей окислительно-восстановительной реакции. Рост ОВП системы железо (III)/(II) определяется, с одной стороны, уменьшением концентрации железа (II) в растворе, с другой стороны, повышением концентрации железа (III), то есть в итоге увеличением соотношения концентраций железа (III)/(II) в растворе. Кроме того, как следует из приведенных реакций, с повышением степени

окисления железа (II) увеличивается и кислотность, или уменьшается значение pH раствора. Уменьшение pH раствора приводит к повышению равновесной концентрации ионов железа (III), несвязанных в гидроксокомплексы. А так как ОВП системы железо (III)/(II) определяют именно несвязанные ионы, то понижение pH раствора в ходе окисления в еще большей мере повысит ОВП системы железо (III)/(II), уменьшит ЭДС реакции окисления и снизит скорость и степень окисления железа (II). Если же значение pH в растворе поддерживать постоянным, то в ходе окисления железа (II) равновесная концентрация ионов железа (III), несвязанных в гидроксокомплексы, уменьшится в каждый конкретный момент протекания процесса и ЭДС, а значит, скорость и степень окисления железа (II) увеличатся [4].

Для значительного увеличения удельной площади и резкого уменьшения расхода ферромагнитного катализатора проведен синтез наноразмерных ферромагнитных катализаторов (НФК).

Установлена каталитическая окислительная активность НФК на примере окисления двухвалентного железа до трехвалентного в сернокислой среде под контролем ОВП раствора в зависимости от продолжительности процесса (рисунок 2).



1 – без катализатора; 2 – в присутствии наноразмерного ферромагнитного катализатора (НФК), 0,3 г/ на 100 г Fe^{2+} ; 3 – в присутствии НФК, 3 г/ на 100 г Fe^{2+} . Исходная концентрация Fe^{2+} в растворе 3,44 г/л, pH = 1,5.

Рисунок 2 – Зависимость выхода Fe^{3+} в 0,03% сернокислотном растворе H_2O_2 от продолжительности процесса

Результаты экспериментальных данных показали эффективность использования НФК в процессе окисления двухвалентного железа до трехвалентного. Показано, что с применением пероксида водорода при оптимальной дозе скорость протекания реакции окисления значительно ниже, чем в присутствии НФК, что подтверждает высокое значение выхода трехвалентного железа (сравни рисунки 1 и 2).

Показано, что при оптимальном количестве пероксида водорода продолжительность окисления Fe^{2+} до Fe^{3+} в 6-10 раз меньше, чем в присутствии НФК. Кроме того, расход катализатора НФК в 40-200 раз меньше, чем катализатор СФК.

Также проведены экспериментальные работы по установлению каталитической окислительной активности ферромагнитных катализаторов НФК на примере окисления

двухвалентного железа до трехвалентного в сернокислой среде под контролем ОВП раствора в зависимости от продолжительности и объема барботируемого воздуха процесса. Результаты представлены в таблицах 1 и 2.

Таблица 1 – Кинетика изменения количества железа в объеме 50 мл в потоке воздуха

№	pH	Время, мин	ОВП, мВ	Fe ²⁺ , г/л	Fe ³⁺ , г/л	Выход, Fe ³⁺ , %	Суммарное содержание железа, г/л	Скорость подачи воздуха, л/мин
1	1,5	0	335	3,32	0,12	3,5	3,44	-
2	1,5	10	385	3,18	0,26	7,6	3,44	3
3	1,5	20	410	3,16	0,28	8,2	3,44	3
4	1,5	30	425	3,13	0,31	9,1	3,44	3
5	1,5	60	431	3,08	0,36	10,4	3,44	3

Показано, что в случае воздуха по сравнению с пероксидом водорода в присутствии НФК окисление двухвалентного железа до трехвалентного протекает более продолжительно, например, с оптимальным количеством пероксида водорода и НФК время окисления составляет – 3 мин., а воздухом – 30 мин.

Таблица 2 – Кинетика изменения количества железа в растворе объемом 50 мл в потоке воздуха и катализатора НФК при 283 К. Масса НФК – 5 мг

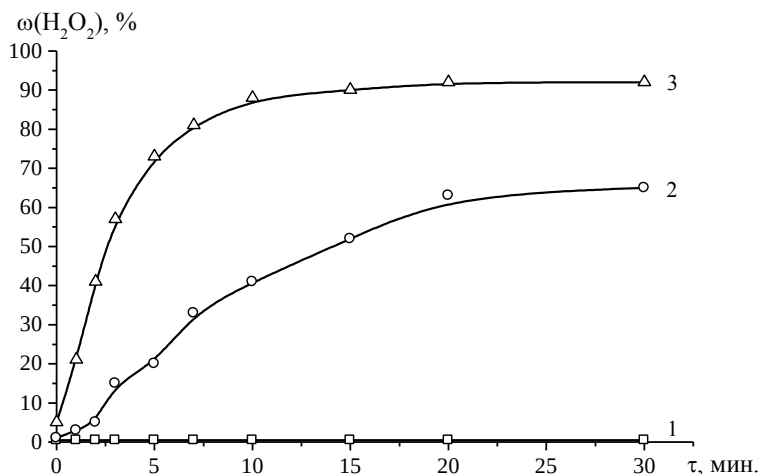
№	pH	Время, мин.	ОВП, мВ	Fe ²⁺ , г/л	Fe ³⁺ , г/л	Выход, Fe ³⁺ , %	Суммарное содержание железа, г/л	Скорость подачи воздуха, л/мин
1	1,5	0	390	3,27	0,165	4,8	3,44	-
2	1,5	10	425	3,11	0,33	9,6	3,44	3
3	1,5	20	436	3,01	0,43	12,6	3,44	3
4	1,5	30	452	2,62	0,82	23,8	3,44	3
5	1,5	60	455	2,61	0,83	24,1	3,44	3

Таким образом, катализатор НФК существенно улучшает процесс окисления двухвалентного железа до трехвалентного в присутствии воздуха и оптимального количества пероксида водорода.

Проведены исследования по изучению влияния НФК на степень разложения пероксида водорода в сернокислой среде (рисунок 3).

Известно, что пероксид водорода более устойчив в кислой среде, поэтому его окисляющая активность значительно меньше, чем в щелочной среде. Кроме того, переходные металлы с переменной валентностью способны разложить пероксид водорода. Поэтому улучшение окислительной способности пероксида водорода в кислой среде с участием ферритмагнитного катализатора может быть связано появлением атомарного кислорода в результате каталитического разложения пероксида водорода.

В связи с этим были проведены работы по оценке кинетики разложения пероксида водорода в присутствии наноразмерного ферритмагнитного катализатора. При этом контролировали изменение окислительно-восстановительного потенциала раствора с помощью прибора потенциостата.



1 — в отсутствии катализатора, ОВП = 387 мВ; 2 — в присутствии 0,5 мг катализатора, ОВП = 410 мВ; 3 — в присутствии 5 мг катализатора, ОВП = 485 мВ

Рисунок 3 – Кинетические кривые разложения пероксида водорода в присутствии НФК, pH = 1,5

Показано, что наилучшее разложение пероксида водорода происходит при агитационном режиме обработки в присутствии НФК в течение 5-7 мин. Таким образом, эффективный сернокислотный выщелачивающий раствор для подземного выщелачивания урана (IV) можно получить в присутствии оптимального стехиометрического количества пероксида водорода или воздуха и НФК.

Источники

- 1 Бровин К.Г., Грабовников В.А., Шумилин М.В., Язиков В.Г. Прогноз, поиски, разведка и промышленная оценка месторождений урана для отработки подземным выщелачиванием. – Алматы: Гылым, 1997. – 384 с.
- 2 Язиков В.Г., Рогов Е.И., Забазнов В.Л., Рогов А.Е. Геотехнология металлов. – Алматы: Фортресс, 2005. – 393с.
- 3 Жатканбаев Е.Е. Влияние ионов железа на окислительно-восстановительный потенциал и выщелачивание урана // Научно-техническое обеспечение горного производства. – Алматы, 2009. – Т.78. – С.172-177.
- 4 Аренс В.Ж. Геотехнология. – М.: МГГУ, 2002. – 726 с.

Исследование процесса магнетизирующего обжига бурожелезняковой руды Лисаковского месторождения

*Мухтар А.А., Мухымбекова М.К., Макашев А.С., Касымова Б.К., Кочегина Е.В.,
Момынбеков А.Д., Нускабеков Ж.С.*

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

Проведены исследования во вращающейся печи по разработке технологических параметров по получению кондиционного дефосфорированного железного концентрата из руды Лисаковского месторождения.

Ключевые слова: бурожелезняковая руда, выщелачивание, магнитная сепарация, кек, огарок.

Бурожелезняковые руды характеризуются трудной обогатимостью и низким содержанием железа. Концентраты этих руд содержат не более 50% железа и значительно уступают по качеству железорудному сырью, получаемому из других типов руд, например, магнетитовых кварцитов. Снижению качества бурожелезняковых концентратов способствует также наличие в них такого вредного компонента как фосфор, содержание которого в лисаковском концентрате достигает до 0,9%. По этой причине в настоящее время, громадные запасы аналогичных руд остаются маловостребованными. В этой связи решение проблемы повышения металлургической ценности бурожелезняковых концентратов является актуальной задачей, позволяющей вовлечь в металлургическую отрасль огромные сырьевые ресурсы [1-4].

Работа ресурсоемких предприятий горно-металлургического комплекса РК, относящихся к черной металлургии, в новых условиях требует коренного пересмотра концепции развития минерально-сырьевой базы и вовлечение в передел новых видов сырья (концентратов), которые отвечают требованиям рыночной экономики.

Целью настоящей работы является изучение возможности получения кондиционного железорудного концентрата из Лисаковских технологических типов руд с применением способа обжигмагнитного обогащения. Химический состав исходных руд приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав технологических типов руд

ТИП	Содержание, %			
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P
Первый	45,89	19,24	2,96	0,64
Второй	38,50	27,16	3,13	0,55
Третий	35,08	33,81	2,80	0,52

Для проведения исследования подготовлена проба, состоящая из смеси трех типов руд в соотношении 50(1 тип):25(2 тип):25(3 тип). Средний химический состав руды, %: Fe – 41,34, P – 0,59; SiO₂ – 24,86; Al₂O₃ – 2,96. Рентгенофазовый анализ полученной руды показал, что на дифрактограмме имеются максимумы, характерные для гетита и кварца.

Исследования проводились по технологической схеме обогащения и дефосфорации Лисаковской руды трех типов (рисунок 1)

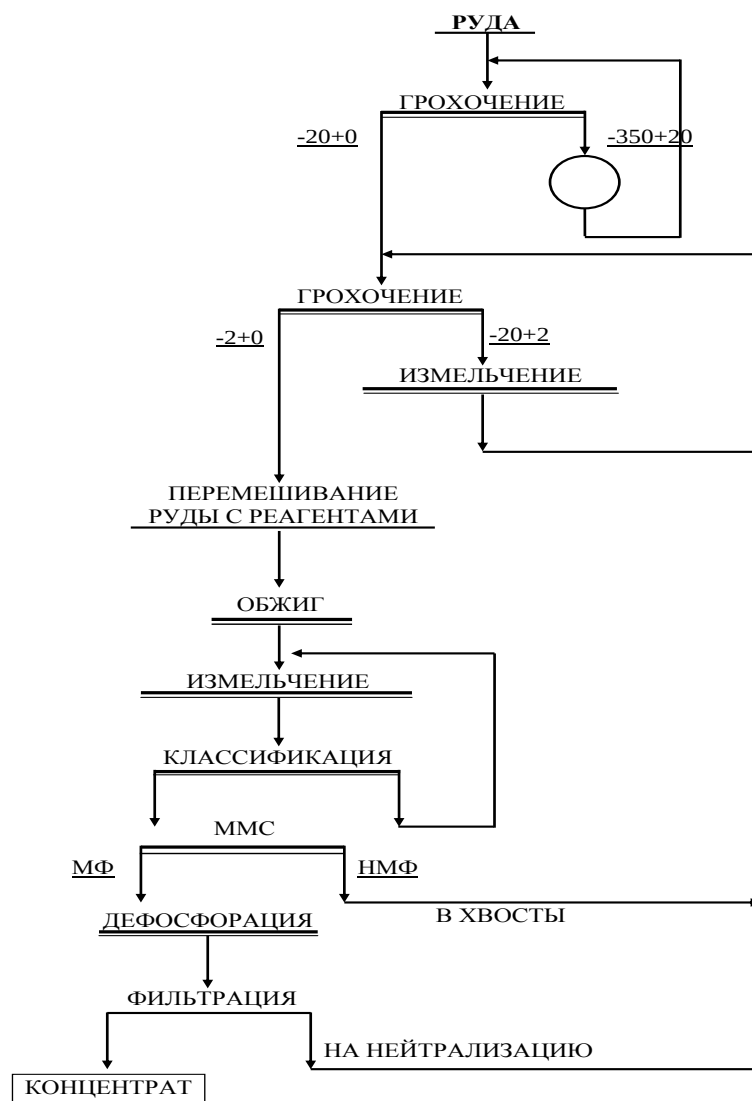


Рисунок 1 – Схема обогащения и дефосфорации Лисаковской руды

Руда в присутствии эмульсии реагентов после смешивания при комнатной температуре из приемного бункера шнеком подается во вращающуюся печь для магнетизирующего обжига (рисунок 2). Длина установки составляет 2,0 м, внутренний диаметр 0,4 м. она футерована шамотным кирпичом. Печь работает в проточном режиме. Угол наклона печи 3°, скорость вращения об/мин - 0,6-2,5.



Рисунок 2 – Вращающаяся печь

Магнетизирующий обжиг во вращающейся печи проводился при различных температурах (650, 700, 750 и 800 °С) и продолжительности 60 минут.

Химический состав полученного обожженного продукта, %: Fe – 46,71; P – 0,72; SiO₂ – 25,56; Al₂O₃ – 3,72.

Проведены опытные испытания на магнитном сепараторе ПБМ-П-40/35-2000Э (рисунок 3).



Рисунок 3 – Мокрый магнитный сепаратор

Мокрая магнитная сепарация, проведенная при оптимальной напряженности магнитного поля, позволила получить из железорудных огарков магнитный продукт (Fe – 57,82; P – 0,87; SiO₂ – 8,03; Al₂O₃ – 4,10) и хвосты (Fe – 11,96; P – 0,22; SiO₂ – 82,95; Al₂O₃ – 2,48), при выходе магнитного и немагнитного продуктов соответственно 76,60% и 23,40%.

Выщелачивание полученного магнитного продукта проводилось с раствором серной кислоты при найденных оптимальных соотношениях Ж:Т на выщелачивающем аппарате. Перемешивание растворов проводилось мешалкой со скоростью вращения 40 об/мин. По окончании выщелачивания пульпа разгружалась в фильтровальную воронку, промывалась водой для отделения кека от раствора. На основании проведенных испытаний найдено оптимальное условие выщелачивания: t-20-25 °С (комнатная температура), концентрация серной кислоты 5%, соотношение Ж:Т=3:1. При данных условиях получен дефосфорированный концентрат (кек) с содержанием основных компонентов, % Fe – 60,50; P – 0,24; SiO₂ – 6,95; Al₂O₃ – 3,4, который является кондиционным сырьем по содержанию железа и фосфора. Полученный концентрат пригоден для использования в черной металлургии.

Источники

- 1 Кускова Я.В., Кусков В.Б. Об использовании богатых железных руд // Материалы Межд. совещания «Плаксинские чтения – 2014». – Алматы, 2014. – С. 76-79.
- 2 Килин В.И. Влияние магнитной обработки на магнитные свойства сильномагнитных железных руд // Обогащение руд. – 2010, №6. – С. 23-26.
- 3 Mukhtar A.A., Muhymbekova M.K., Nurumgaliev A.H., Momynbekov A.D., Nuskabekov J.S. Investigation of magnetic roasting process of Ayatsk limonite ore with water-oil emulsion //XVI Balkan Mineral Processing Congress, Belgrade – Serbia, 2015. – P. 269-2717.
- 4 Епишин А.Ю. Карелин В.Г., Зайнуллин Л.А. Изменение структуры частиц лисаковского железорудного концентрата под влиянием высоких температур // Сборник докл. II Всероссийской науч.-практ. конф. (ТМИМ -2013). – Екатеринбург, 2013. – С. 54-58.

Оценка эффективности доочистки производственных сточных вод для обеспечения оборотного водоснабжения

Мырзалиева С.К.¹, Керимкулова А.Ж.¹, Чугунова Н.И.¹, Курбанова У.¹, Набиева Ж.С.²,
(¹Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан, ²Алматинский технологический
университет, г. Алматы, Казахстан)

В данной статье рассмотрены некоторые особенности очистки различных нефтесодержащих вод с помощью сорбционных материалов и описаны основные свойства, определяющие возможность эффективного использования нефтяных сорбентов, фильтрующих материалов и активных углей в процессах очистки воды от нефтепродуктов.

Ключевые слова: нефть, нефтепродукты, нефтяные сорбенты, сточные воды, адсорбент

Нефть и нефтепродукты составляют особую группу загрязнителей гидросферы. Зачастую источниками загрязнения окружающей среды становятся именно процессы добычи, транспортировки, хранения и переработки нефти и нефтепродуктов, использовании нефтепродуктов в качестве топлива для транспортных двигателей, при промывке нефтеналивных цистерн, а также в результате стока воды с загрязненной нефтепродуктами территории суши и др. Из общей массы нефтепродуктов, попадающих ежегодно в моря и океаны, около 35 % составляют потери при транспортировке нефти, около 32 % выносятся реками, еще 10 % поступает с городскими и промышленными отходами прибрежных районов, из атмосферы и природных источников. [1]. Известно, что вследствие образования на поверхности воды нефтяной пленки нарушается газообмен. Резко сокращается количество растворенного в воде кислорода, и повышается содержание углекислого газа. Это затрудняет жизнедеятельность живых организмов.

О значительной экологической нагрузке, оказываемой процессами нефтепереработки на состояние водных объектов, свидетельствуют данные таблицы 1, где приводятся характерные нормы расхода охлаждающей воды и отведения сточных вод для нефтеперерабатывающих заводов без учета ТЭЦ.

**Таблица 1 – Нормы расхода охлаждающей воды и отведения сточных вод для
нефтеперерабатывающих заводов**

Профиль завода	Расход воды, м ³ /т			Количество сточных вод, выпускаемых в водоем, м ³ /т		
	оборот	свежей	Потери воды	Загрязненных	Условно чистых	Всего
Топливного профиля с неглубокой схемой переработки нефти	16,80	1,31	0,79	1,12	-	1,12
То же, с глубокой схемой переработки	39,60	1,90	0,76	1,14	-	1,14
Топливо-масляного профиля с неглубокой схемой переработки нефти	41,20	2,71	1,10	1,22	0,39	1,61
То же, с глубокой схемой переработки	68,50	4,98	2,00	2,52	0,44	2,96

Скорость накопления нефтепродуктов в результате техногенного загрязнения в водных и почвенных экосистемах далеко опережает скорость их биodeградации естественным путем, а существующие технологии не позволяют справляться с такими загрязнениями быстро и эффективно.

Одним из важнейших аспектов защиты экологической чистоты гидросферы от деятельности предприятий нефтеперерабатывающей промышленности является вопрос совершенствования структуры водопотребления и водосброса [2].

В связи с высокими издержками эксплуатации морально и физически устаревшего оборудования применяемого в переработке нефти, увеличением уровня добычи и переработки нефти в Казахстане, высокими расходами на обращение с отходами, ростом цен на дорогостоящие очистные сооружения и недостаточной степенью очистки сточных вод, а также не менее важной проблемой энергосбережения возникла потребность в изыскании экономичных и рациональных приемов очистки сточных вод для достижения высоких степеней очистки. Дополнительным усугубляющим фактором, склоняющим к этим решениям являются постоянно растущие цены на энергию.

Современные нефтеперерабатывающие предприятия остро нуждаются в методологии оценки состояния обрабатываемых сточных вод, решении проблем их очистки и перспектив развития данного направления на основе прогнозирования и управления. Это требует постановки задачи о необходимости теоретических и практических разработок, обеспечивающих практическую реализацию организационных инноваций, предназначенных для адаптации решаемых проблем в области очистки сточных вод данной отрасли [3].

Нефтяная пленка толщиной 0,001-0,005 мм преграждает доступ кислорода и света в воду. Очистка поверхности водоемов от загрязнений включает удаление пленки нефти механическими и физико-химическими способами. Наиболее перспективным и экологически целесообразным считается способ удаления пленки нефтепродуктов с помощью нефтяных сорбентов. В настоящее время известны многочисленные способы получения сорбентов и фильтрующих материалов для очистки воды от нефтепродуктов и технологические схемы их применения.

Материалы, применяемые для сбора нефти и нефтепродуктов с поверхности водоемов, принято называть нефтяными сорбентами, а также нефтесобираателями и нефтепоглотителями. Для определения качества нефтяных сорбентов используют три основных показателя: нефтепоглощение, водопоглощение, плавучесть. Эффективность сорбентов для сбора нефти оценивают в первую очередь по значению нефтеемкости. Высокое водопоглощение можно устранить практически для всех материалов дополнительной гидрофобизацией. Материалы с низкой плавучестью могут эффективно использоваться в изделиях с армирующей оболочкой – бонах, матах, салфетках и др.

Для производства нефтяных сорбентов применяют разнообразное сырье. Свойства некоторых материалов, которые используются при сборе нефти или служат основой для получения нефтяных сорбентов, приведены в таблице 2.

Сорбционные явления основаны на физическом и химическом взаимодействии сорбата и сорбента [4]. Качества и свойства, которыми должен обладать универсальный сорбент следующие:

- высокая сорбционная способность по отношению к нефти и нефтепродуктам;
- высокая удерживающая способность в сатурированном состоянии;
- минимальное время поглощения основной массы разливов;
- возможность регенерации поглощенного продукта;
- экологичность сорбента;
- экономичность;
- технологичность изготовления и утилизации сорбента.

Таблица 2 – Свойства различных материалов для сбора нефти

Материал	Нефтепоглощение, г/г	Водопоглощение, г/г	Степень отжима нефти, %
Солома пшеничная (сечка)	4,1	4,3	36
Камышовая сечка:	6,7	4,6	31
Листья стебли	2,7	3,9	17
Шелуха гречихи	3,0-3,5	2,2	44
Кора осины/сосны	0,5/0,3	0,8/0,8	25/0
Древесные опилки	1,7	4,3	10-20
Лигнин гидролизный	1,5-3,0	4,1	25
Отходы ватного производства	8,3	0,26	60
Торф	17,7	24,3	74
Мох сухой	3,5-5,8	3,1-3,5	-
Шерсть	8,0-10,0	4,5	87
Уголь бурый измельченный	1-2	0,2	-
Макропористый технический углерод	4,0-4,5	0-1,0	10-81

Как показывает мировой опыт, в большинстве случаев наилучших результатов очистки от нефтепродуктов водотоков достигают, используя синтетические сорбенты, которым свойственны высокие сорбционные свойства, и возможность их рекуперировать. Одним из приоритетных направлений развития современной технологии адсорбционной очистки является создание дешевых и эффективных адсорбентов. Источником сырья для получения адсорбентов могут служить многотоннажные отходы пищевой и перерабатывающей промышленности. Казахстан имеет достаточные сырьевые, технологические и технические возможности для производства адсорбционных материалов природного происхождения [5]. В последние годы перспективными являются сорбенты растительного происхождения. В качестве сырья для их производства используются: лузга гречки и подсолнечника, черная скорлупа грецкого ореха, кукурузные початки, шелуха овса и риса, отходы переработки трав, опавшая листва, солома, камышовая сечка, соцветия тростника и т.д. Для использования в технологии очистки сточных вод на стадии доочистки были разработаны адсорбенты, которые также могли бы служить в качестве носителей микроорганизмов (таблица 3).

Таблица 3 – Физико-химические параметры адсорбента на основе растительных отходов

Показатели	Единицы измерения	Сорбент на основе растительных отходов
Гранулометрический состав	мм	0,8-1,5
Насыпная плотность	кг/м ³	480
Влажность	%	1,5
Водоемкость	%	65
Размер пор	мкм	0,005-1,5
Дисперсность	мкм	0,5-3,5

Для исследования процесса очистки сточных вод, содержащих НП, были приготовлены модели сточных вод с концентрацией 50 мг/мл, 125 мг/мл и 250 мг/мл. При перемешивании воды с адсорбентом в течение часа отмечено увеличение адсорбции органических веществ. Эффект извлечения составил 98,3 %, тогда как очистка модельных сточных вод традиционным сорбентом (активированный уголь, керамзит и т.д.) составила – 87,1 %.

Сорбционные методы относятся к наиболее эффективным для глубокой очистки вод от растворенных органических соединений. Сорбционная очистка используется самостоятельно или совместно с другими методами предварительной и глубокой очистки сточных вод. Преимуществами этих методов является возможность адсорбции загрязняющих веществ из многокомпонентных смесей, а также извлечение из сточных вод ценных растворенных веществ с последующей их утилизацией, использование очищенных сточных вод в системе оборотного водоснабжения промышленных предприятий.

Источники

- 1 Сироткина Е.Е., Новоселова Л.Ю.. Материалы для адсорбционной очистки воды от нефти и нефтепродуктов // Химия в интересах устойчивого развития. – 2005, №13. – С. 359-377.
- 2 Шведчиков Г.В.. Новая технология борьбы с нефтяными загрязнениями на основе гидрофобных и олефиновых сорбентов // Глобальный экологический кризис: мифы и реальность. – 2006. – С. 225-228.
- 3 Веприкова Е.В., Терщенко Е.А.. Особенности очистки воды от нефтепродуктов с использованием нефтяных сорбентов, фильтрующих материалов и активных углей // Journal of Siberian Federal University. Chemistry 3-2010.
- 4 Смирнов А.Д. Сорбционная очистка воды. С.-Пб.: Химия, 2002.
- 5 Мырзалиева С.К., Чугунова Н.И., Керимкулова А.Ж. Новые технологии сорбционной очистки водных сред от нефтяных загрязнений // Евразийский Союз Ученых. – 2014, №8.

О научных исследованиях в области инфраакустической волновой терапии

Намазбаев Т.С.¹, Намазбаева З.И.²

*(¹ Филиал РГП «НЦ КПМС РК», институт АО «Казчерметавтоматика»,
г. Караганда, Казахстан, ² РГП «НЦ ГТ и ПЗ РК», г. Караганда, Казахстан)*

Предлагаются результаты исследований по разработке технических средств информационной медицины и инновационных методов инфраакустической волновой терапии на основе состояния биорезонансной оценки патогенного органа пациента.

Ключевые слова: инфраакустическая волновая терапия, биорезонансное тестирование, информационная медицина.

Непрерывное появление и применение новых лекарственных средств сформировало проблему отдаленных негативных последствий их применения. К подобным последствиям можно отнести различные аллергии, осложнения, вторичные иммунодефициты, дисбактериозы, генетические нарушения и т.д.

Это увеличивает социальную значимость научных исследований и разработок альтернативных методов лечения ряда заболеваний.

И в этом плане особую актуальность приобретают научно-исследовательские и опытно-конструкторские работы, направленные на разработку и освоение производства средств информационной медицины, в частности на основе применения инфраакустической волновой терапии.

Информационная медицина - это новое направление в диагностике и лечении заболеваний и ее оценивают, как переворот в медицине, так как она позволяет при лечении ряда заболеваний отказаться от применения лекарственных средств и значит от побочных эффектов, а, следовательно, способствует продлению жизни [1-6].

Первые исследования по применению инфраакустической волновой терапии в медицине, в частности, при лечении глазных заболеваний были проведены под руководством академика РАМН Сидоренко Е.И. [1-3].

На основе проведенных исследований впервые в мировой практике была получена возможность с помощью инфраакустической волновой терапии устранять отеки тканей на заднем отрезке глаза при заболевании зрительного нерва, сетчатки, сосудистой оболочки, сохраняя зрительные функции пациенту.

За открытие явлений инфраакустического фонореза при лечении глазных болезней академик Сидоренко Е.И. удостоен международной премии Эрлиха и Альберта Коха в 2006 году.

В дальнейшем из-за отсутствия теоретических основ продолжение работ по применению инфраакустической волновой терапии по лечению других заболеваний не получило должного развития.

Исследования, проведенные в Национальном центре гигиены труда и профессиональных заболеваний, показали, что инфраакустическая волновая терапия обладает уникальным комплексом свойств, таких как бактерицидное и вирусоицидное действие, за счет формирования в клеточной и межклеточной жидкости патогенного органа перекиси водорода и атомарного кислорода, приводящее к оздоровлению пациента. Известно, что атомарный кислород, являясь сильнейшим окислителем, уничтожает любую патогенную микрофлору, будь то грибки, вирусы, бактерии.

Инновационным методом экстренного формирования в патогенный орган организма человека атомарного кислорода, в физиологических оптимальных пределах, может быть инфраакустическое волновое воздействие на патогенный орган.

На основе анализа проведенных исследований институтом АО «Казчерметавтоматика» осуществляется инновационная разработка диагностико-терапевтического комплекса, представляющего новое поколение приборов информационной медицины. Клинические исследования показали, что использование инфраакустической волновой терапии повышает эффективность лечения заболеваний щитовидной железы, ревматоидного артрита, миомы матки, фиброзно-кистозной мастопатии, простатита по сравнению с известными методами [7-12].

Перед началом курса лечения методом инфраакустической волновой терапии осуществляется биорезонансное тестирование, что дает возможность лечащему врачу выявить первопричину болезненного состояния пациента на микроуровне, уточнить наличие и характер патологических процессов.

Необходимо отметить, что биорезонансная диагностика позволяет не только провести обследование организма, определить его состояние и выявить патологию, можно выявить первопричину болезни и составить прогноз состояния здоровья. С помощью биорезонансного тестирования можно определить эффективность всех методов лечения, определить имеющихся в организме возбудителей болезни, провести диагностику паразитов, бактерий и вирусов.

Данный вид диагностики и терапии чрезвычайно эффективен в случаях как острых, так и хронических заболеваний, безвреден для человека, при его применении не зарегистрированы побочные эффекты и не известны противопоказания, кроме беременности.

Уникальность технических характеристик диагностико-терапевтического комплекса обеспечивается наличием блока биорезонансного тестирования, позволяющего рассчитать параметры инфраакустического волнового воздействия на патогенный орган пациента, позволяющего сформировать в клеточной и межклеточной жидкости перекись водорода и атомарный кислород в физиологически оптимальных пределах.

Экспериментальные клинические исследования, проведенные в Национальном центре гигиены труда и профессиональных заболеваний с помощью диагностико-терапевтического комплекса показали, что начальные скрыто протекающие глубинные изменения в организме человека приводящие к изменению структуры молекул и клеток, и проявляющиеся в изменении гомеостаза организма, можно зафиксировать и расшифровать только на основе методов биорезонансного тестирования.

Наличие блока биорезонансного тестирования позволило осуществить реализацию алгоритма количественной оценки состояния патогенного органа пациента в виде энтропийного коэффициента, позволяющего рассчитать длительность и мощность инфраакустического воздействия. Аппаратурная реализация диагностико-терапевтического комплекса осуществлена на новейшей элементной базе с применением новейших достижений в области информационных технологий на основе инновационного патента РК на изобретение № 28386, опубл. в бюл. № 4 от 15.04.2014 года путем применения микроконтроллера фирмы STMicroelectronics STM32F103RET6 с ядром ARM Cortex M3. Необходимо отметить, что семейство ARM Cortex представляет новое поколение процессоров, которые выполнены по стандартной архитектуре и отвечают различным технологическим требованиям. В отличие от других ЦПУ ARM семейство Cortex является завершенным процессорным ядром, которое объединяет стандартное ЦПУ и системную архитектуру.

Cortex-M3 является стандартизованным микроконтроллерным ядром, которое помимо ЦПУ, содержит все остальные составляющие основу микроконтроллера элементы (в т.ч. система прерываний, системный таймер SysTick, отладочная система и карта памяти). Четырех гигабайтное адресное пространство Cortex-M3 разделено на четко распределенные области кода программы, статического ОЗУ, устройства ввода-вывода и системных ресурсов.

Основой STM32 является процессор Cortex-M3. Он представляет собой стандартизованный микроконтроллер, интегрирующий 32-битное ЦПУ, шинную структуру, блок вложенных прерываний, отладочную систему и предопределенную организацию памяти.

В отличие от известных технических решений разработанный диагностико-терапевтический комплекс за счет комплексного использования информации о состоянии организма и патогенного органа пациента позволяет с высокой точностью рассчитать оптимальную длительность инфраакустического волнового воздействия на патогенный участок тела пациента, осуществлять оперативную оценку лечения в динамике с учетом индивидуальных особенностей каждого пациента, что в свою очередь существенно повышает эффективность лечения.

Клинические исследования диагностико-терапевтического комплекса подтвердили повышение эффективности лечения по сравнению с известными инфраакустическими волновыми облучателями.

В настоящее время основные технические решения диагностико-терапевтического комплекса защищены рядом патентов на изобретения [10-13].

Дальнейшие экспериментальные исследования показали, что обработка обычной питьевой воды инфраакустическим волновым воздействием обуславливает изменение физико-химических свойств воды и водных растворов без добавления каких-либо химических реагентов и позволяет приобретать воде электрический потенциал и свойства жидкости кристалльной чистоты.

Инфраакустическая волновая обработка приводит к преобразованию жидкокристаллической структуры воды с активным выделением ионов водорода и образованием атомарного кислорода и перекиси водорода. В результате происходит очищение воды от инертных газов, ионов тяжелых металлов, патогенной микрофлоры.

Таким образом, инфраакустическая обработка воды позволяет получить «коктейль», обогащенный минорной концентрацией атомарного кислорода и перекиси водорода, т.е. получается лечебно-оздоровительная вода.

Употребление такой воды способствует регенерации паренхиматозных и хрящевых тканей, вымыванию из них недоокисленных продуктов, в том числе мочевую кислоту, восстанавливает коллаген, улучшает кровоснабжение тканей на уровне капилляр.

Для повышения эффективности лечения пациента применяется одновременное двойное воздействие внешним инфраакустическим волновым облучением патогенного участка тела и приемом внутрь активированной инфраакустическим методом воды.

На основе проведенных исследований разработан и изготовлен экспериментальный образец установки обработки воды внешним физическим воздействием.

Оригинальная методика одновременного приема внутрь активированной инфраакустическим волновым воздействием артезианской воды, обогащенной биологически активным йодом, с инфраакустическим волновым воздействием на щитовидную железу пациента позволила разработать новый высокоэффективный способ лечения заболеваний щитовидной железы пациентов, связанных с недостатком йода в организме человека [12].

Научная новизна проведенных исследований по созданию диагностико-терапевтического комплекса заключается в том, что впервые:

- установлена зависимость длительности сеанса инфраакустического волнового воздействия на патогенный участок тела пациента от выходной мощности инфраакустического сигнала и энтропийного коэффициента отражающего состояния патологического органа методом биорезонансного тестирования;

- установлена зависимость длительности инфраакустического волнового облучения воды с заданным водородным показателем pH, предназначенной для приема внутрь от

выходной мощности инфраакустического сигнала и объема емкости обрабатываемой воды;

– разработаны высокоэффективные методы физиотерапии инфраакустическим волновым воздействием без применения антибиотиков при лечении ревматоидного артрита, синдрома поликистоза яичников, простатита и заболеваний щитовидной железы.

Необходимо отметить, что технология инфраакустической обработки воды с последующим обогащением биологически активным йодом может найти широкое применение в животноводстве. Например, если содержащиеся на ферме кобылы поить вышеупомянутой водой, обработанной инфраакустическим воздействием и обогащенной биологически активным йодом, можно оздоровить поголовье, улучшить качество кобыльего молока, что в конечном итоге повысит качество кумыса, позволит производить высококачественные казы, жая и другие конские деликатесы. В свое время горы Улытау славились родниками, вода которых была природно-йодированной. Животные, которые пили природную йодированную воду, отличались отличным качеством мясных деликатесов и кумыса. В последнее же время из-за последствий эксплуатации космодрома «Байконур» экологическая ситуация в районе гор Улытау вызывает опасения.

Применением воды, обработанной инфраакустическим волновым воздействием и обогащенной биологически активным йодом, на фермах, содержащих коров, можно оздоровить поголовье крупного рогатого скота, повысить качество молочной продукции и говядины.

Проведение институтом АО «Казчерметавтоматика» совместно с Национальным центром гигиены труда и профессиональных заболеваний научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ по созданию приборов информационной медицины с разработкой современных методов лечения заболеваний щитовидной железы, ревматоидного артрита, новых направлений по инфраакустической обработке с повышением качества молочных продуктов на примере кумыса является посильным вкладом в реализацию стратегии индустриально-инновационного развития нашей страны.

Источники

- 1 Сидоренко Е.И. «Лечение в офтальмологии инфразвуком». – Москва: Медицина, 1998.
- 2 Сидоренко Н.И. и др. Эффективность инфразвукового лечения бактериальных кератитов. – Москва, 2000. – С. 40-42.
- 3 Багрянский Б.Л., Зеликман М.Х., Нестеров А.П. и др. Устройство для инфразвуковой терапии глаза. Авторское свидетельство на изобретение № 1003839. Оpubл. 15.03.1983г., бюл. № 10.
- 4 А.с. РФ № 2141785 от 27.11.1999 г. А61В5/04. Способ информационно-волновой диагностики и терапии/ Бессонов А.Е., Калмыков Е.А., Конягин Б.А.
- 5 А.с. РФ № 2156106 от 20.09.2000 г. А61В5/05. Устройство для исследования спектров сигналов информационного гомеостаза биообъектов/ Бессонов А.Е., Криворучко В.И., Конягин Б.А., Куликов А.П., Тычко А.П.
- 6 Казаков О.А., Тагбергенова М.М., Тагбергенова А.М. Способ физиотерапии и терапевтический облучатель для его осуществления. Предварительный патент РК № 11170. Оpubл. в Б.И. № 2 от 15.02.2002 г., А61 №1/00, А61В8/00.
- 7 Намазбаев Т.С., Намазбаева З.И. Об актуальности создания и освоения производства отечественных инфразвуковых комплексов информационной медицины // Автоматика Информатика. – 2013, № 2. – С. 92-95.

- 8 Намазбаев Т.С., Намазбаева З.И. О создании отечественных инфразвуковых комплексов в области информационной медицины // Промышленность Казахстана. – 2012, № 10. – С. 22-23.
- 9 Намазбаев Т.С., Намазбаева З.И. О научных исследованиях в области медицины и экологии (на основе применения инфраакустического волнового воздействия) // Вестник автоматизации. – 2014, № 1. – С. 4-6.
- 10 Намазбаев Т.С., Намазбаева З.И. Инфразвуковой диагностико-терапевтический комплекс. Патент РК на изобретение А4КZ№ 26740 от 17.09.2012 г., опубл. в бюл. № 4 от 15.04.2014 г.
- 11 Намазбаев Т.С., Намазбаева З.И. Диагностико-терапевтический комплекс. Инновационный патент РК на изобретение № 28386, опубл. в бюл. № 4 от 15.04.2014 г. (на основе применения инфраакустического волнового воздействия).
- 12 Намазбаева З.И., Намазбаев Т.С., Алиханова К.А. и др. Способ лечения заболеваний щитовидной железы. Инновационный патент РК на изобретение № 28427, опубл. в бюл. № 5 от 15.05.2014 г. (на основе применения инфраакустического волнового воздействия).
- 13 Намазбаев Т.С., Намазбаева З.И. Установка обработки воды внешним физическим воздействием. Инновационный патент РК № 24455 от 01.02.2013 г. опубл. в бюл. № 10 от 15.10.2013 г.

Разработка безотходной технологии обогащения колчеданной медно-цинковой руды месторождения Кундызды

Ниязов А.А.¹, Ли Э.М.¹, Кошик А.А.²

(¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан,

²ТОО «КазГеоРуд», г. Актобе, Казахстан)

Представлены результаты исследований по разработке оптимальной технологии обогащения колчеданной медно-цинковой руды месторождения «Кундызды» по селективной схеме, позволяющая получить:

- медный концентрат с содержанием меди 21,65 %, при извлечении меди 70,41 %;
- цинковый концентрат с содержанием цинка 45,15 %, при извлечении цинка 60,46%;
- пиритный концентрат с содержанием серы 43,67%, при извлечении 93,79 %.

Ключевые слова: флотация, медь, цинк, реагенты, концентрат, цианид, сульфит натрия, тиосульфат натрия.

Как известно медно-цинковые руды являются наиболее трудными рудами для селективной флотации. Трудности связаны с природой цинковой обманки и изменением ее флотируемости под влиянием процессов, происходящих на месторождении, при измельчении и в процессе флотации.

При разделении медных и цинковых минералов основная задача – предотвратить активацию цинковой обманки, для чего необходимо удалить из пульпы имеющиеся ионы меди, предотвратить окисление медных минералов, предотвратить появление в растворе катиона меди как продукта окисления медных сульфидов. Для предотвращения активации применяют реагенты: щелочи, цианид, цинковый купорос, депрессоры-восстановители (сернистый натрий, сульфит и тиосульфат натрия) [1].

Технологические показатели обогащения колчеданных руд значительно ниже, чем при обогащении других руд. К числу основных причин, снижающих показатели, являются:

- тесная ассоциация сульфидов меди и цинка с пиритом, вызывающая необходимость тонкого измельчения руды, что в свою очередь способствует появлению большого количества шламов;
- высокая способность минералов к окислению, как в месторождении, так и в процессе хранения руд после добычи и при обогащении;
- высокая естественная флотационная активность сфалерита и пирита, затрудняющая получение высококачественных концентратов.

Все эти вместе взятые факторы обуславливают низкое извлечение целевых металлов при обогащении, а также высокие потери благородных, редких и рассеянных элементов с хвостами флотации.

На лабораторные исследования поступила проба медно-цинково-колчеданной руды с содержанием меди 1,50 %, цинка 1,85 % и железа 39,65 %, серы 43,14 %, золота 0,82 г/т, серебра 13,52 г/т.

Из результатов фазового анализа пробы следует, что при содержании 1,50 % меди в руде, 85,66 % приходится на первичные сульфиды, 11,68 % - на вторичные сульфиды, 2,60 % - на окисленные минералы.

Цинк при содержании 1,88 % в руде на 86,70 % представлен в сульфидной форме, 6,92 % - в окисленной форме, 6,38 % - в силикатной форме.

На основании результатов фазового анализа пробу можно отнести к сульфидному типу медно-цинково-колчеданных руд.

В ходе лабораторных исследований были изучены минералогические особенности руды и отработаны различные технологические схемы и режимы флотации [2, 3]:

1. Селективно-коллективная схема как с межцикловой флотацией меди, так и без межцикловой:

- межцикловая флотация включала: измельчение руды в две стадии до конечной крупности 95 % - 0,074 мм, две стадии основной медной флотации, три перечистки медного концентрата; цинково-пиритный цикл с доизмельчением цинково-пиритного концентрата до крупности 97 % - 0,044 мм и последующее его разделение на цинковый и пиритный концентраты;

- схема без межцикловой флотации меди, включающей: измельчение руды в две стадии до крупности 95 % класса минус 0,074 мм; медную флотацию; три перечистки медного концентрата; цинковую флотацию и три перечистки цинкового концентрата.

2. В свою очередь опыты по схеме с выделением медных минералов без межцикловой флотации проводили по цианидной и бесцианидной технологии с отработкой режимов, как с доизмельчением промпродуктов дофлотации меди до крупности 95 % класса минус 0,044 мм, так и без доизмельчения;

3. Стандартная коллективная схема с разделением коллективного концентрата после его доизмельчения до крупности 95 % класса минус 0,044 мм на медный и цинковый концентраты.

По селективно-коллективной схеме с межцикловой флотацией получены:

- медный концентрат с содержанием меди 16,52 % и цинка в нем 8,67 % при извлечении в медный концентрат меди 56,83 % и цинка 23,49 %;

- цинковый продукт с содержанием цинка 23,15 % и меди в нем 3,87 % при извлечении в цинковый продукт цинка 51,66 % и меди 10,97 %.

По схеме без межцикловой флотацией получены:

– по цианидной технологии:

- медный концентрат с содержанием меди 19,39 % и цинка в нем 6,50 %, при извлечении в медный концентрат меди 62,38 % и цинка 17,12 %. Основные потери меди до 31,55 % наблюдаются в хвостах цинковой флотации;

- цинковый продукт с содержанием цинка 37,87 % и меди в нем 3,45 % при извлечении в цинковый продукт цинка 54,56 % и меди 6,07 %;

– без применения цианида:

- медный концентрат с содержанием меди 16,00 % и цинка в нем 8,45 %, при извлечении в медный концентрат меди 58,70 % и цинка 24,81 %;

- цинковый продукт с содержанием цинка 28,85 % и меди в нем 3,66 % при извлечении в цинковый продукт цинка 49,35 % и меди 7,82 %.

По схеме с дофлотацией промпродуктов без их доизмельчения получены:

- медный концентрат с содержанием меди 19,90 % и цинка в нем 8,25 % при извлечении в медный концентрат меди 64,96 % и цинка 22,36 %;

- цинковый продукт с содержанием цинка 30,45 % и меди в нем 3,10 % при извлечении в цинковый продукт цинка 53,00 % и меди 6,50 %.

По схеме с дофлотацией и доизмельчением промпродуктов получены:

- медный концентрат с содержанием меди 21,65 % в нем цинка 6,65 %, при извлечении в медный концентрат меди 70,41 % и цинка 17,52 %;

- цинковый концентрат с содержанием цинка 45,15 % в нем меди 2,65 %, при извлечении в цинковый концентрат цинка 60,46 % и меди 4,38 %. Анализ полученных результатов по всем схемам показывает, что основные потери меди происходят в хвостах цинково-пиритной флотации, а потери цинка – в медном концентрате и в хвостах цинково-пиритной флотации.

Принимая во внимание, что действующие обогатительные фабрики Казахстана перерабатывают медно-цинковые руды по селективной и коллективной схемам флотации были проведены исследования по данным технологиям обогащения.

На рисунке 1 приведена коллективная схема флотации колчеданной медно-цинковой руды, а результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты флотации медно-цинковой руды по коллективной схеме

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Zn	Fe	Cu	Zn	Fe
Медный концентрат	4,71	19,35	6,73	30,55	60,59	17,64	3,68
Цинковый концентрат	2,40	4,80	40,30	13,42	7,66	53,83	0,82
Хвосты Zn флотации	23,71	0,38	0,47	39,23	5,99	6,20	23,79
Хвосты колл. флотации	69,18	0,56	0,58	40,52	25,76	22,33	71,71
Итого хвостов	92,89	0,51	0,55	40,19	31,75	28,53	95,50
Руда	100,0	1,50	1,80	39,09	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 1 следует, что по коллективной схеме флотации получены:

- медный концентрат с содержанием меди 19,35 % в нем цинка 6,73 % при извлечении в медный концентрат меди 60,59 % и цинка 17,64 %;
- цинковый продукт с содержанием цинка 40,30 % в нем меди 4,80 % при извлечении в цинковый продукт цинка 53,83 % и меди 7,66 %;
- хвосты цинковой флотации с содержанием меди 0,38 % и цинка 0,47 %. Потери с хвостами цинковой флотации составляют меди 5,99 % и цинка 6,20 %;
- хвосты коллективной флотации с содержанием меди 0,56 % и цинка 0,58 %. Потери с хвостами коллективной флотации составляют меди 25,76 % и цинка 22,33 %. Общие потери с хвостами составляют меди 31,75 % и цинка 28,53 % при содержании в них меди 0,51 % и цинка 0,55 %. Выход хвостов составляет 92,89 %.

На рисунке 2 представлена селективная схема флотации медно-цинково-колчеданной руды, а в таблице 2 приведены результаты, полученные по данной схеме.

Таблица 2 – Результаты флотации медно-цинковой руды по селективной схеме

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Zn	Fe	Cu	Zn	Fe
Медный концентрат	4,88	21,65	6,65	30,45	70,41	17,52	3,75
Цинковый концентрат	2,48	2,65	45,15	11,88	4,38	60,46	0,75
Хвосты Zn флотации	36,90	0,30	0,41	43,36	7,38	8,17	40,35
Хвосты колл. флотации	55,74	0,48	0,46	39,23	17,83	13,85	55,15
Итого хвостов	92,64	0,41	0,44	40,88	25,21	22,02	95,50
Руда	100,0	1,50	1,85	39,65	100,0	100,0	100,0

Из представленных в таблице 2 данных следует, что при флотации колчеданной медно-цинковой руды по селективной схеме получены:

- медный концентрат с содержанием меди 21,65 % при извлечении 70,41% соответствует марке КМ-5 по ОСТу 48-77-82 [4]. Основные потери меди в количестве 25,21 % наблюдаются с хвостами флотации.
- цинковый концентрат с содержанием цинка 45,15 %, при извлечении 60,46 % соответствует марке КЦ-4 по ОСТу 48-31-81 [5]. Основные потери цинка до 17,52 % - в медном концентрате и до 13,85 % - в хвостах цинково-пиритной флотации.

В таблице 3 представлены результаты распределения ценных сопутствующих компонентов руды: золото, серебро, сера по продуктам обогащения.

[illegible]

Рисунок 1 – Схема коллективной флотации колчеданной медно-цинковой руды

Примечание:

расходы реагентов указаны в г/т
на 100 % активного.

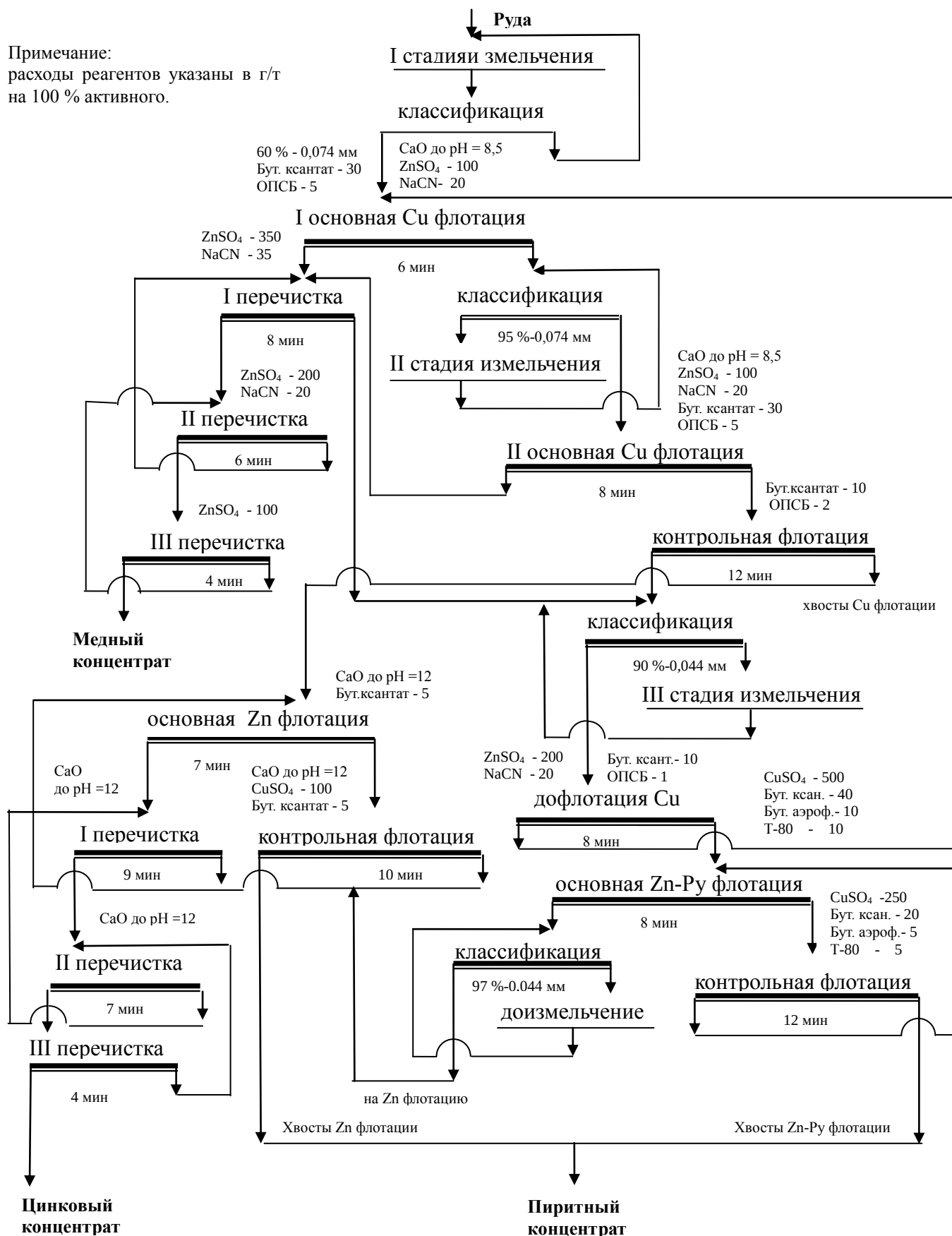


Рисунок 2 – Селективная схема переработки колчеданной медно-цинковой руды

Таблица 3 – Результаты распределения ценных сопутствующих элементов по продуктам обогащения

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		S	Au, г/т	Ag, г/т	S	Au	Ag
Медный концентрат	4,88	38,28	1,65	60,46	4,33	9,78	21,82
Цинковый концентрат	2,48	32,68	0,71	31,56	1,88	2,14	5,79
Хвосты Zn флотации	36,90	44,57	0,74	10,69	38,13	33,20	29,18
Хвосты колл. флотации	55,74	43,07	0,81	10,48	55,66	54,88	43,21
Итого хвостов	92,64	43,67	0,78	10,56	93,79	88,08	72,39
Руда	100,0	43,14	0,82	13,52	100,0	100,0	100,0

Из представленных в таблице 3 данных следует, что при флотации колчеданной медно-цинковой руды попутно в продукты обогащения переходят:

– в медный концентрат: серы 38,28%, золота 1,65 г/т, серебра 60,46 г/т при извлечении серы 4,33 %, золота 9,78 % и серебра 21,82 %;

– цинковый концентрат: серы 32,68 %, золота 0,71 г/т и серебра 31,56 г/т при извлечении серы 1,88 %, золота 2,14 % и серебра 5,79 %;

– общие хвосты: серы 43,67 %, золота 0,78 г/т и серебра 10,56 г/т при извлечении серы 93,79 %, золота 88,08 % и серебра 72,39 %.

Общие хвосты с содержанием серы 43,67% являются готовым пиритным концентратом и по своим кондициям соответствуют марке КСФ-3 по ГОСТу 444-75 [6].

Источники

- 1 Бергер Г.С. / Флотируемость минералов. – М.: Госгортехиздат, 1962.
- 2 Отчет о НИР ДГП ГНПОПЭ «Казмеханобр» / рук. темы Ниязов А.А., Ли Э.М. //Исследования по разработке оптимальной флотационной схемы обогащения медно-цинково-колчеданной руды месторождения «Кундызды», г. Алматы, 2011.
- 3 Ниязов А.А., Ли Э.М., Митина В.Ф. Особенности минерального состава медно-цинковой руды месторождения «Кундызды» // Промышленность Казахстана. – 2015, №5.
- 4 Технические требования к качеству медных концентратов / ОСТ 48-77-82.
- 5 Технические требования к качеству цинковых концентратов / ОСТ 48-31-81.
- 6 Колчедан серный флотационный / ГОСТ 444-75, технические условия // ИПК издательство стандартов, Москва.

Проведение мониторинга технологического процесса обогащения монобаритовой руды месторождения «Северное доломитовое»

Ниязов А.А., Шалгымбаев С.Т., Ли Э.М.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан)

Представлены результаты генерального опробования существующей технологии переработки монобаритовой руды месторождения «Северное доломитовое». Проведенный мониторинг показал, что основное технологическое оборудование работает с высокой степенью недозагрузки - скруббер-бутара СБ-12; спиральный классификатор 1КСН- 7,5 МРБ; отсадочная машина Труд-3. Рекомендовано: снизить расход воды на крупную отсадку до 40 м³/час, на мелкую – до 38 м³/час; качество баритового концентрата класса минус 20+5 мм следует поддерживать за счет регулирования выхода тяжелой фракции.

Ключевые слова: мониторинг, генеральное опробование, гравитация, отсадка, барит, минералогия.

Монобаритовое рудопроявление «Северное доломитовое» находится в Туркестанском районе Южно-Казахстанской области в 2,5 км на северо-запад от города Кентау на левобережье реки Баялдыр и в 0,5 км южнее рабочего поселка Баялдыр.

Месторождение входит в состав Миргалимсайского рудного поля и приурочен к нижней доломитовой пачке Биресекской известково-доломитовой фации фамена и прослежено на крыльях Кенкольской антиклинали.

Отработка монобаритового оруденения на карьере «Северное доломитовое» производится буровзрывным способом – мелкошпуровой метод с последующей экскавацией [1].

На рисунках 1 и 2 представлены процессы отработки монобаритовой руды на карьере «Северное Доломитовое» и на сезонной обогатительной установке.



Рисунок 1 – Отработка монобаритовой руды на карьере «Северное доломитовое»



Рисунок 2 – Сезонная обогатительная установка ТОО «Стройсервис»

Для выявления причин снижения извлечения барита, было проведено генеральное опробование сезонной обогатительной установки с отбором проб со всех точек, согласно схеме, представленной на рисунке 3 [4].

Существующая технология переработки монобаритовой руды на карьере «Северное доломитовое» включает:

- дробление руды крупностью 500 мм до крупности минус 20+0 мм.
- промывка руды в скруббер-бутаре от глины и шламов с классификацией на классы:
 - 20 мм, для крупнукосовой отсадки;
 - 1-5 мм, для мелкокусковой отсадки;
 - 0-1 мм сброс в шламонакопитель.

На рисунке 2 представлена сезонная обогатительная установка ТОО «Стройсервис».

Выпускаемая баритовая продукция в основном представлена молотым баритом и предназначена для использования в качестве утяжелителя буровых растворов в нефтегазодобывающей промышленности [2, 3].

В последние годы заметно снизились технологические показатели выпускаемой баритовой продукции: содержание сульфата бария, из класса минус 20+5 мм, составило на уровне 79-81%, что ниже плановых значений на 6-8 %.

Содержание сульфата бария, получаемого отсадкой из класса минус 5+1 мм, по качеству соответствует требованиям, предъявляемым на баритовые концентраты.

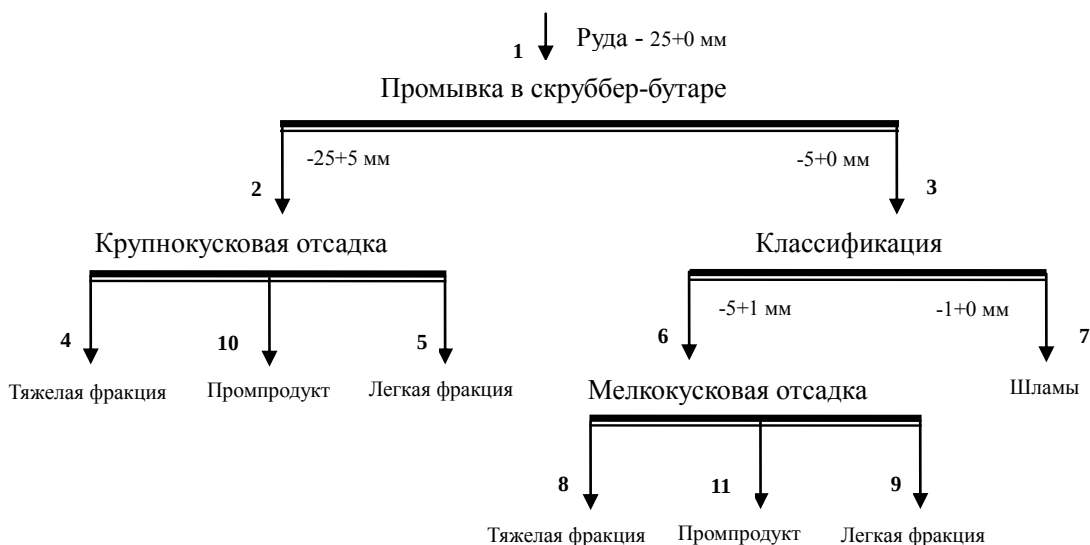


Рисунок 3 – Карта опробования технологической схемы сезонной установки

В таблице 1 представлены данные расчета по результатам проведенного опробования.

На основании расчета качественно-количественной схемы был составлен баланс металлов по бариту, представленный в таблице 2.

Из данных, представленных в таблице 2, следует, что на сезонной установке при переработке руды с исходным содержанием барита 51,65% получены:

- баритовый концентрат класса минус 20+5 мм с содержанием сульфата бария - 79,90% при извлечении 34,34% и выходе 22,20%;
- баритовый концентрат класса минус 5+1 мм с содержанием сульфата бария - 87,02% при извлечении 33,36% и выходе 19,80%;

Таблица 1 - Результаты расчета качественно-количественной схемы

№ п. п.	Продукт	Поступает			Продукт	Выходит		
		выход, %	содер- жание, BaSO ₄ , %	извле- чение, BaSO ₄ , %		выход, %	содерж - ние, BaSO ₄ , %	извлече- ние, BaSO ₄ , %
1	Промывка руды класса минус 20+0 мм в скруббер-бутаре							
	- 20+0 мм	100,0	51,65	100,0	класс - 20+5мм	40,705	53,10	41,85
					класс - 5+0 мм	59,295	50,66	58,15
	Итого:	100,0	51,65	100,0	Итого:	100,0	51,65	100,0
Классификация в классификаторе класса минус 5+0 мм								
2	- 5+0 мм	59,295	50,66	58,15	пески кл-ра 5+1мм	37,795	52,81	38,64
					слив кл-ра 1+0 мм	21,50	46,87	19,51
	Итого:	59,295	50,66	58,15	Итого:	59,295	50,66	58,15
3	Крупная отсадка класса минус 20+5 мм							
	- 20+5 мм	40,705	53,10	41,85	Тяжелая фракция	22,20	79,90	34,34
					Легкая фракция	18,505	20,95	7,51
	Итого:	40,705	53,10	41,85	Итого:	40,705	53,10	41,85
4	Мелкая отсадка класса минус 5+1 мм							
	5+1 мм	37,795	52,81	38,64	Тяжелая фракция	19,80	87,02	33,36
					Легкая фракция	17,995	15,16	5,28
	Итого	37,795	52,81	38,64	Итого	37,795	52,81	38,64

Таблица 2 - Баланс металлов по бариту

Продукты	Выход, %	Содержание BaSO ₄ , %	Извлечение, %
Баритовый концентрат класса минус 20+5 мм	22,20	79,90	34,34
Баритовый концентрат класса минус 5+1 мм	19,80	87,02	33,36
Итого концентрата класса минус 20+1 мм	42,00	83,257	67,70
Хвосты класса минус 20+5 мм	18,505	20,95	7,51
Хвосты класса минус 5+1 мм	17,995	15,16	5,28
Итого хвостов класса минус 20+1 мм	36,50	18,095	12,79
Класс минус 1+0 мм	21,50	46,87	19,51
Руда	100,0	51,65	100,0

– средневзвешенное содержание сульфата бария в объединенном баритовом концентрате класса минус 20+1 мм составило - 83,257% , при извлечении 67,70 % и общем выходе 42,0 %;

– объединенная легкая фракция класса минус 20+1 мм, так называемые хвосты отсадки, со средневзвешенным содержанием сульфата бария - 18,095% и выходе 36,50% складываются на территории пром. площадки.

– выход класса минус 1+0 мм значителен, составляет 21,50% при содержании 46,87% и направляется в шламонакопитель.

Установлено, что баритовый концентрат, полученный в результате крупноукусковой отсадки класса минус 20+5 мм является некондиционным, так как по содержанию сульфата бария не соответствует требованиям ГОСТ 4682-84 и ГОСТ 30240.0-95 - ГОСТ 30240.9-95 [5, 6].

Для выявления причин низкого качества, получаемого баритового концентрата отсадкой из класса минус 20+5 мм было проведено послонное опробования постели 2 камер отсачной машины согласно схеме, представленной на рисунке 4.

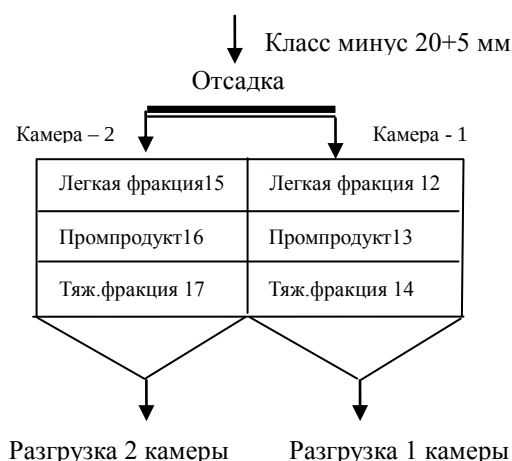


Рисунок 4 – Схема послыйного опробования продуктов с 1 и 2 камер отсадочной машины

Результаты послыйного опробования продуктов с 1 и 2 камеры отсадочной машины представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты химического анализа продуктов отсадки

№ проб	Продукты	Содержание BaSO ₄ , %		Плотность, г/см ³
		1 камера	2 камера	
15; 12	Легкая фракция	22,42	31,76	3,0, 3,10
16; 13	Промпродукт	76,62	80,56	4,0, 3,98
17; 14	Тяжелая фракция	85,80	87,91	4,10, 4,17

Послойный отбор продуктов отсадочной машины, как видно из таблицы 3, показал:

- верхний слой представлен легкой фракцией, в котором содержание сульфата бария составляет 22,42% - 1 камера и 31,76% - 2 камера соответственно;
- средний слой представлен промпродуктом с содержанием сульфата бария 76,62% и 80,56% соответственно;
- нижний слой представлен тяжелой фракцией с содержанием сульфата бария 85,70% и 87,91% соответственно.

Полученные при отсадке продукты подвергались минералогическому анализу на изготовленных прозрачных шлифах.

На микрофотографиях, представленных на рисунках 5-10, показаны различные формы ассоциаций, включений и вкрапленностей порообразующих минералов с баритом и представлены их описания.

Органический известняк (рисунок 5) – темная внешне порода, под микроскопом крипнокристаллическая масса с остатками фораминифер и криноидей, замещенных тонкозернистым кальцитом, с оолитами овальной и округлой формы, выполненными кальцитом.

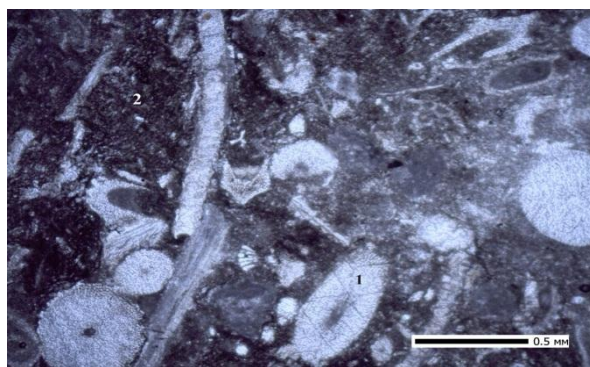


Рисунок 5 – Органогенный известняк, состоящий из органических остатков (1) и микрокристаллической массы кальцита (2). Шлиф прозрачный, без анализатора

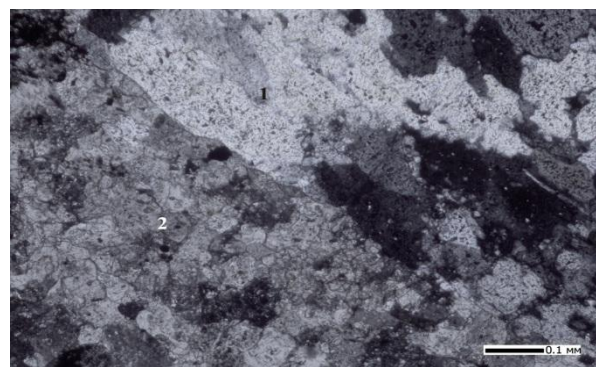


Рисунок 6 – Гнездо барита (1) в кальцитовом известняке (2). Шлиф прозрачный, николи +

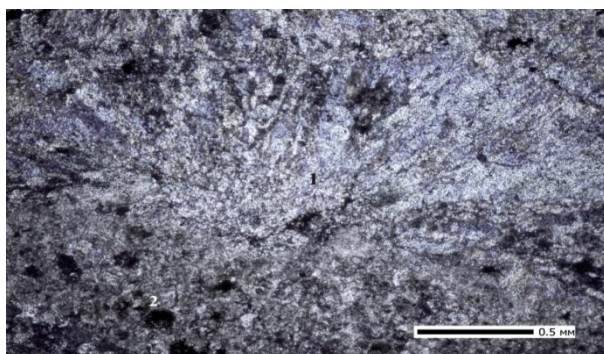


Рисунок 7 – Радиально-лучистый барит (1) в кальцитовом известняке (2). Шлиф прозрачный, николи +

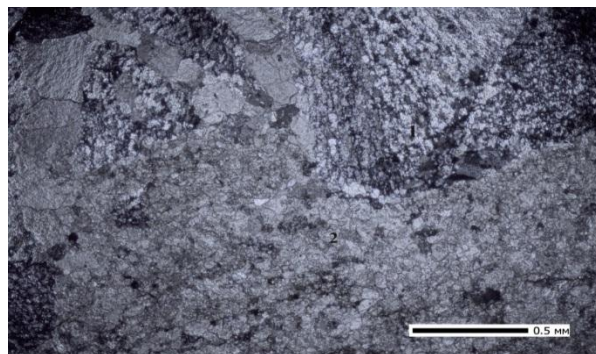


Рисунок 8 – Гнезда лучистого барита (1) в кальцитовом известняке (2). Шлиф прозрачный, николи +

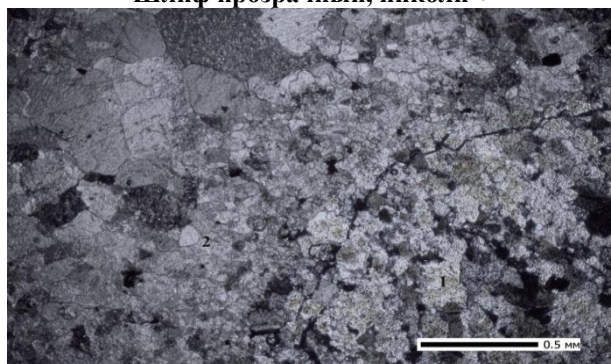


Рисунок 9 – Гнездо барита (1) в мраморизованном известняке (2). Шлиф прозрачный, николи +

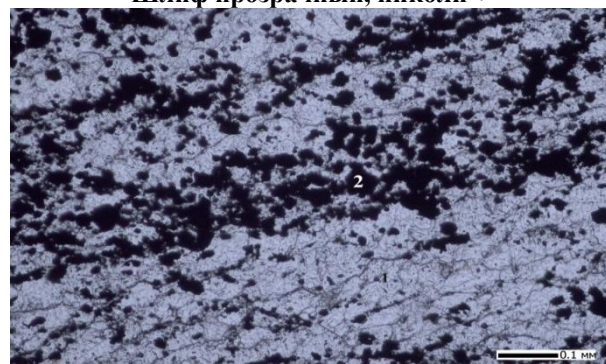


Рисунок 10 – Барит (1) ориентировано-гранобластической структуры с послойной вкрапленностью минералов марганца (2). Шлиф прозрачный, без анализатора

Разнозернистые известняки, пигментированные бурыми гидроксидами железа, с гнездами кварца и барита. Брекчированные известняки внешне светло-серые с обломками белого и бурого цветов. Под микроскопом они представлены барито-карбонатными породами неравномерностерного строения, белые обломки представлены агрегатами барита мелко- и среднезернистого строения (рисунок 6). Размер баритовых включений от долей мм до 5-7 мм. Имеют они мозаичное строение, иногда с субпараллельным расположением удлиненных зерен барита радиально-лучистого и сферолитового строения. Отмечаются прерывистые микропрожилки и вкрапления гидроксидов железа. Оолитовые известняки с редкими включениями кварца.

Доломитовые известняки внешне серые мелкозернистые. Под микроскопом они разнозернистые – от криптозернистых до мелкозернистых с размером зерен 0,1-0,2-0,3

мм с редкими относительно крупными обособлениями зерен размером до 5-6 мм. Зернистые обособления состоят из плотноприлегающих зерен с прямолинейными очертаниями, иногда с типичной ромбической формы. Отмечается пигментация гидроксидами железа.

В тяжелой фракции внешне выделяются белые с бежевым оттенком породы, где под микроскопом на фоне кальцитовой массы выделяются баритовые агрегаты радиально-лучистого строения (рисунки 7, 8). Отмечаются бежево-белые породы барит-кальцитового состава с участками мраморизованного известняка (рисунок 9).

Весьма неоднородная внешне брекчированная порода с участками темной и светлой окраски. Под микроскопом барит-кальцитовая брекчия, где в плоскости шлифа в баритовой массе наблюдается густая послойная вкрапленность марганецсодержащего минерала, возможно псиломелана (рисунок 10).

Минералогическим анализом установлено:

– в легкой фракции известняки, пигментированы бурыми гидроксидами железа, с гнездами кварца и барита. Размер баритовых включений от долей мм до 5-7 мм. Имеют они мозаичное строение, иногда с субпараллельным расположением удлиненных зерен барита радиально-лучистого и сферолитового строения;

– в тяжелой фракции барит находится в кальцитовом, мраморизованном известняках. На фоне кальцитовой массы выделяются баритовые агрегаты радиально-лучистого строения. Отмечается в баритовой массе густая послойная вкрапленность марганецсодержащего минерала, возможно псиломелана;

– барит тесно ассоциирует с карбонатами с переменным их содержанием и присутствием как в легкой, так и в тяжелой фракциях.

Для определения движения материальных потоков по операциям и эффективности работы основного оборудования был произведен расчет качественно-количественной и водно-шламовой схемы.

На рисунке 11 представлена водно-шламовая схема по результатам генерального опробования.

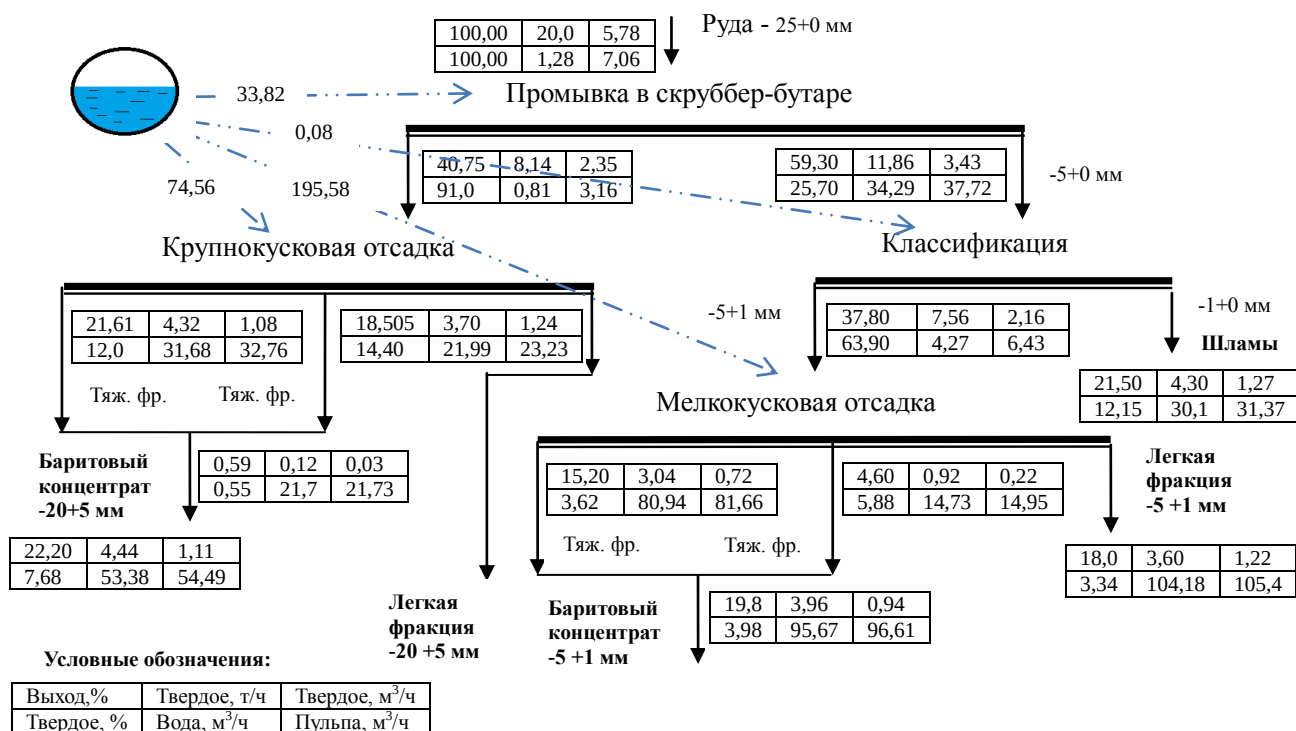


Рисунок 11 – Водно-шламовая схема переработки баритовой руды

На основании данных, полученных по качественно-количественной и водно-шламовой схемам, был произведен расчет фактической производительности оборудования.

В таблице 4 приведен перечень основного оборудования с указанием их производительностей по факту и паспорту.

Таблица 4 – Перечень основного оборудования

№ п.п.	Наименование операций	Тип оборудования	Производительность оборудования	
			по паспорту	по факту
1	Промывка исходной руды	Скруббер-бутара СБ-12	20-40м ³ /ч	20т/ч(10 м ³ /ч)
2	Классификация класса минус 5+0 мм	1КСН- 7,5 МРБ	по пескам до 27т/ч по сливу до 9 т/ч	по пескам 7,56т/ч по сливу 4,30 т/ч
3	Крупнотемпературная отсадка класса минус 20+5 мм	Труд-3	до 45 т/ч, крупность питания не более 25 мм	8,14т/ч крупность питания не более 20 мм
4	Мелкотемпературная отсадка класса минус 5+1 мм	МОД- 1М1	до 10т/ч	7,56т/ч

Представленные в таблице 4 данные показывают, что основное технологическое оборудование работает с высокой степенью недозагрузки - скруббер-бутара СБ-12; спиральный классификатор 1КСН- 7,5 МРБ; отсадочная машина Труд-3.

Высокий удельный расход воды на технологические нужды в объеме 15,20 м³/т руды однозначно вызван низким коэффициентом загрузки оборудования.

Для выдачи конкретных рекомендаций по повышению качества получаемого баритового концентрата и определению максимально достигаемых показателей обогащения следует провести исследования, как по существующей схеме, так и по рекомендуемому режиму обогащения на пробе руды текущей добычи.

Источники

- 1 Рабочий проект разработки и охраны окружающей среды монобаритового рудопрооявления «Северное доломитовое» в Туркестанском районе Южно-Казахстанской области.
- 2 Ниязов А.А., Студенцов В.В., Клец А.Н., Студенцова Т.В. Анализ производства барита в Казахстане // Цветная металлургия. – 1996, № 2. – С.6-10
- 3 Ниязов А.А., Студенцов В.В., Абевова Т.А. Тенденции развития переработки баритсодержащих руд в отечественной и зарубежной практике / Аналитический обзор // КазГосИНТИ. – Алматы, 1999.
- 4 Проведение мониторинга и исследований по определению причин снижения извлечения барита из монобаритовой руды месторождения «Северное доломитовое»: Отчет о НИР / Казмеханобр; руководитель Ли Э.М. – Алматы, 2015. – 82 с.
- 5 ГОСТ 4682-84 «Технические условия на баритовые концентраты».
- 6 ГОСТ 30240.0-95 - ГОСТ 30240.9-95 / Концентрат баритовый, методы анализа // Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации. – Минск, 1997.

Сырдария өзені суының ластануын зерттеу мәселелері

Пірәлиев С.Ж., Жанбеков Х.Н., Мукатаева Ж.С.

(Абай атындағы ҚазақҰПУ, Аламаты қаласы, Қазақстан)

Мақалада қазіргі кезеңдегі Қазақстан Республикасындағы су бассейндерінің ластануы мен ауыз су сапасының талапқа сай келмеуі туралы жазылған. 2000 – 2014 жылдар аралығында Сырдария өзен суы бассейнінің радиоактивті элементтермен ластану деңгейі көрсетілді. Радионуклидтердің көлемдік белсенділігінің қосындылары бойынша тәжірибелік мәліметтердің анализі ШРК асатындығын көрсетілген.

Түйінді сөздер: Сырдария өзені, уран өндіру, қоршаған орта, уран, α -сәулелену, β -сәулелену.

«Қазақстан Республикасының 2007–2024 жылдарға арналған тұрақты дамуға көшу» тұжырымдамасында өңірлердің тұрақты дамуын қамтамасыз ету үшін даму субъектісі ретінде тек әкімшілік бірліктерді ғана емес, сондай-ақ тиісті экологиялық жүйелерді де қарастыратын экожүйелік қағидатты енгізу қажеттігі айтылған. Республикамыздың аумақтық деңгейдегі тұрақты дамуы Қазақстан жағдайында табиғат, оның ресурстары мен экожүйелері айқын трансөңірлік сипатқа ие болғандықтан, тек әкімшілік-аумақтық бөлініс субъектілері аясында ғана жүзеге асыруға болады. Осыған байланысты алаптық қағидат бойынша тұрақты экожүйелік дамудың сегіз аймағына арналған тұрақты дамуға көшу жөніндегі іс-шаралардың өңірлік жоспарларын әзірлеу көзделген, солардың бірі – Арал-Сырдария аймағы.

Оңтүстік Қазақстанның шөлді және далалы аймақтарындағы бірден бір су көзі Сырдария болып табылғанымен, оған түсетін антропогендік салмақ ықпалынан сол аумақтағы қоршаған орта апатты жағдайда. Арал теңізі бассейнінде суармалы егістік егудің салдары оған құятын екі өзен суының сапасына кері әсерін тигізді – тұщы су мөлшерін пайдалану артып, ластаушы заттар көп түсті. Әсіресе, ластаушылардың ішіндегі қауіптісі – агрохимикаттар мен түрлі тұздар. Бұған қоса өзен суы өнеркәсіптің шайынды суларымен ластануда. Сырдария бассейніндегі су ресурстарының сапасы бір жағынан, оның суын ысырапсыз пайдаланудан азая түссе, екінші жақтан өнеркәсіп орындары мен ауыл шаруашылығына пайдаланылған, тазартудан өтпеген шайынды суларымен ластану жоғары деңгейде қалып тұр [1].

Қазіргі уақытта экологиялық жағдайдың күрделенуі су деңгейінің төмендеуі мен оның минералдануының жоғарылауына да байланысты. Сырдария суының минералдануы және оның минералды тыңайтқыштармен ластану деңгейі бірнеше жылдар көлемінде зерттелген [2].

ШРШ артуы геохимиялық фоны жоғары ингредиенттерге – ауыр металдарға тән. Өзеннің бүкіл ағысы бойы судағы ауыр металдар: титан, хром, марганец, мыс, мырыш, қорғасын концентрациясы қалыпты көрсеткіштен артқаны, олардың балық шаруашылығы үшін пайдаланылатын мөлшерлі көрсеткіштен қаншалықты артқаны есептелген [3]. Сырдарияның шөгінділерінің ауыр металдармен ластануы олардың концентрациясының өсу динамикасын көрсетеді. Бұл өнеркәсіптік шайынды сулардың өзенге түсуіне, олардың атмосферадағы мөлшерінің жоғары болуына [4] және қышқылдық жаңбырларға байланысты [5].

Биосфераның анағұрлым осал звеносының бірі – су ресурстары радиоактивті ластануға да ұшыраған. Бұл атмосфера мен топырақты ластаушылардың түбінде жер беті суларына түсетінімен байланысты. Сырдарияның радионуклидтермен ластану деңгейі қазақстандық ғалымдармен дәлелденген [6]. Сырдария өзенінің Шиелі, Бәйгекұм аудандарының аумағынан өткен тұста, жер астында шамамен 400-600 метр тереңдікте өзенге көлденең қиып жатқан ұзындығы 100, ені 2-10 шақырым болатын уран қоры бар. Міне, сол жердегі уранды өндіру барысында өзен суына зиянды заттар

еніп жатыр. Бұл аймақта уран өндіру осыдан 30 жыл бұрын басталған. Мамандардың пайымдауынша, тағы 50-60 жыл өндіріледі. Алайда кейін өндіріс тоқтағанымен, оның залалы қала береді. Ал өзеннің төменгі сағасында орналасқан елді мекен тұрғындарының шаруашылық, ішімдік суын Сырдариядан алып пайдаланып отырғанын ескерсек, сол елді мекен тұрғындарының денсаулығына келіп жатқан зиянның мөлшерін айтудың өзі артық. Бұл өңірде ішуге жарамды жерасты сулары жоқ. Сондықтан өзен суын пайдаланады. Әрине, өзен суы белгілі дәрежеде сүзгіден өткізіліп, тазаланған соң ғана ауызсуға жарамды су ретінде қолданысқа беріледі. Десе де, су құрамындағы радионуклидтерді түбегейлі жойып жіберу мүмкін емес екені белгілі. Ал сол суды ішіп отырған халықтың денсаулығына, жерінің топырағына, қоршаған ортасына келіп жатқан зиян орасан зор. Ғылыми журналдарда жарияланған мақалалардың ауқымды дәйекті материалдары соңғы жылдарда Сырдария өзенін ластаушылары туралы мәліметтердің мүлде аз екенін байқауға болады.

Біздің жұмысымыздың мақсаты бүгінгі таңдағы (2000-2014 ж.) Сырдария өзен суы бассейнінің радиоэкологиялық жағдайына баға беру.

Жер үсті суларынан сынама алу ережесіне сәйкес [7] өзен суы алынды. α - және β -сәулелі радионуклидтердің меншікті белсенділігінің қосындысын анықтау [8] әдістемеге сәйкес орындалды, ал радионуклидтердің көлемдік белсенділігі [9] әдістеме негізінде анықталынды. Біздің еліміздің аумағындағы Сырдария өзен суы құрамынан сынамалар алынып радионуклидтермен антропогендік тұрғыдағы ластану деңгейі бағаланды.

1 кестеде Сырдария өзені суының құрамындағы радиометриялық талдаудың α - және β -сәулелену радионуклидтерінің меншікті белсенділігінің қосындылары келтірілген. ҚР «Радиациялық қауіпсіздік нормалары» (НРБ-99) сәйкес, тұрғындарды шаруашылық – ауыз сумен қамтамасыз етудегі судағы α - меншікті белсенділік $0,1 \text{ Бк/дм}^3$, β - белсенділік $1,0 \text{ Бк/дм}^3$. Осы көрсеткіштерден артық болған жағдайда НРБ-99-дың II-2 қосымшасына сәйкес негізгі радионуклидтерге ($U^{238}, U^{234}, Ra^{226}, Ra^{228}, Rb^{210}, Po^{210}$) ішкі сәулелену дозасы анықталынады, осы зерттеулерден кейін осы суларды әрі қарай пайдалану қажеттілігі анықталынады [10].

1 кестедегі мәліметтер бойынша α - және β - радионуклидтерінің сәулелену белсенділігі Бәйгекұм және Төменарық елді мекені тұсында әрдайым жоғары деңгейде және белгіленген нормативтен ШРК бірнеше есе артық екендігі байқалады. Біздің зерттеуімізше осы Бәйгекұм және Төменарық, Шиелі елді мекендері осы кен орнының жоғары тұсында орналасқан, сонымен қатар Солтүстік және Оңтүстік Қарамұрын уран кендеріде өз үлестерін қосады. Өзен суын ластаушы заттардың ШРК артық мөлшерде болуы және белгіленген мөлшерден судың тұздануы осының барлығы кейбір жағдайда уран шектен тыс өндіру процесінде техникалық регламенттердің сақталмауы ықтимал деген қорытынды жасауға болады. Себебі осы аумақта, сонымен қатар осы зерттеулер барысында уран өндіру процесі жер асты шаймалау әдісі кеңінен қолданылады, күкірт қышқыл ерітіндісі арнайы ұңғыма құбыр жолдары мен минералды руда пластына дейін айдалады, белгілі бір уақыттан кейін техникалық регламент бойынша уранның күкірт қышқылды тұздары, әртүрлі сульфаттары керісінше басқа құбырлар арқылы сорылып алынып, өңдеу цехына жіберіледі. Осы тасымалдау кезінде, я болмаса техникалық регламенттің бұзылу салдарынан, осы уран өндіру елді мекен тұсындағы сынамаларда сульфат иондарының ШРК артық екенін байқауға болады. Ал Қызылорда қаласы маңындағы өзен суынан алынатын сынамаларды α - белсенділік ШРК 20-31 есе, ал Арал теңізіне жақын орналасқан Бөген және Аманөткел елді мекендерінен алынған сынама суларда α - белсенділік 5-6 есе артатыны анықталды.

1 кесте * - Сырдария өзен суындағы α , β – белсенді радионуклидтердің меншікті белсенділігінің қосындысының радиометриялық талдау нәтижесі

№	Сынама алынған орын	Сынама алу уақыты	Тұздану, мг/дм ³	α -белсенділік, Бк/дм ³	β - белсенділік, Бк/дм ³
1	Шардара су қ-сы	2000, қыс	1422	1,18± 0,37	0,76± 0,17
2	Чиназ е.м. (Өзбекстан)	2001, көктем	870	0,21 ± 0,13	0,24 ± 0,11
3	Шардара су қ-сы	2001, көктем	850	1,33 ± 0,29	0,51 ± 0,19
4	Бәйгеқұм е.м.	2001, көктем	1200	24,77	3,96
5	Бәйгеқұм е.м.	2001, күз	1600	20,59	3,51
6	Бәйгеқұм е.м.	2002, қыс	950	0,38	0,33
7	Бәйгеқұм е.м.	2002, қыс	1740	0,76	0,68
8	Бәйгеқұм е.м.	2002, көктем	2090	29,52	8,68
9	Төменарық е.м.	2002, көктем	420	1,58	0,52
10	Аманөткел е.м.	2003, көктем	840	0,61	0,33
11	Бөген е.м.	2003, көктем	950	0,46	0,21
12	Бәйгеқұм е.м.	2003, қыс	950	0,38	0,33
13	Бәйгеқұм е.м.	2003, қыс	1740	0,76	0,68
14	Бәйгеқұм е.м.	2004, қыс	1950	0,39	0,45
15	Бәйгеқұм е.м.	2004, қыс	950	0,20	0,54
16	Бәйгеқұм е.м.	2005, көктем	1810	0,24	0,26
17	Бәйгеқұм е.м.	2005, көктем	1770	0,31	0,26
18	Бәйгеқұм е.м.	2006, қыс	590	0,08	0,25
19	Төменарық е.м.	2006, көктем	860	0,244	0,39
20	Бәйгеқұм е.м.	2006, күз	1450	0,50	0,57
21	Бәйгеқұм е.м.	2007, қыс	880	0,24	0,35
22	Бәйгеқұм е.м.	2007, қыс	5330	1,39	2,11
23	Төменарық е.м.	2007, қыс	950	0,22	0,43
24	Бәйгеқұм е.м.	2008, күз	1910	0,222	0,104
25	Шиелі е.м.	2008, күз	1870	0,319	0,12
26	Бәйгеқұм е.м.	2009, қыс	1620	0,630	0,249
27	Шиелі е.м.	2009, зима	1150	0,724	0,259
28	Бәйгеқұм е.м.	2009, көктем	1680	1,69	0,706
29	Шиелі е.м.	2009, көктем	2200	0,56	0,169
30	Төменарық е.м.	2009, весна	1950	0,581	0,187
31	Шардара су қ-сы	2011, қыс	1340	0,55	0,421
32	Амангелді е.м.	2011, қыс	1069	0,54	0,482
33	Бәйгеқұм е.м.	2012, қыс	860	0,47	0,182
34	Шиелі е.м.	2012, қыс	1430	0,20	0,074
35	Бәйгеқұм е.м.	2013, көктем	-	0,171	0,206
36	Шиелі е.м.	2013, көктем	-	0,158	0,290
37	Шардара су қоймасына дейін	2014, қыс	-	0,66	0,156
38	Шардара су қоймасы	2014, қыс	-	0,87	0,160

* Радиометриялық талдау АҚ «Волковгеология» зертханасында жасалынған.

Аймақтағы су шаруашылығы кешені қызметінің дұрыс жолға қойылмауы су ресурстарының сапасын төмендетеді. Бұл өзенге коллекторлы-дренажды сулардың, минералды және химиялық тыңайтқыштардың, өндірістік қалдық сулардың түсуіне байланысты. Сонымен қатар, көктемгі су көтерілуі және сел жүруі кезінде құрамында улы және радиоактивті қалдықтар, ауыр металдар бар кен өндіру орындарының шайынды суларының жер беті суларына түсу қаупі артады.

Қорыта айтқанда, Сырдария өзені мен оны құраушы бассейндерді өзара байланысты транзитті экожүйе ретінде қарастыруға болады. Су ағысының әр түрлі телімдеріндегі су сапасы мен экологиялық жағдайы антропогендік факторлардың әсерлерінен өзгеріске ұшыраған.

Пайдаланылған әдебиеттер:

- 1 Торянникова Р.В. Оценка и управление качеством воды в бассейне реки Сырдарьи /Материалы Центральноазиатской междунар. научно-практ. конф. «Экологическая устойчивость и передовые подходы к управлению водными ресурсами в бассейне Аральского моря». – Алматы, 2003. – С. 43-46
- 2 Жанбеков Х.Н., Мукатаева Ж.С., Чинибаева Н.С. Минерализация воды реки Сырдарьи // Фундаментальные науки и практика / Сборник научных трудов 1-ой международной телеконференции «Фундаментальные медико-биологические науки и практическое здравоохранение». – Томск, 2010. – С. 33-34.
- 3 Жанбеков Х.Н., Жетписбай Д.Ш. Оценка токсичности тяжелых металлов для рыбохозяйственных водоемов // Доклады НАН РК. – 2004, №4. – С. 72-77.
- 4 Heavy Metal Pollution and Chemical Profile of Cauvery River Water / E-Journal of Chemistry Volume 6 (2009), Issue 1. – P. 47-52
- 5 R. Reza; G. Singh Heavy metal contamination and its indexing approach for river water /International Journal of Environment Science and Technology, Vol. 7, No. 4, 2010. – P. 785-792
- 6 Жанбеков Х.Н. , Мукатаева Ж.С. , Лахбаева Ж.А. Радиационно-гигиеническая оценка качества воды р. Сырдарья, Казахстан // Вода: химия и экология. – 2012, №9. – С. 14-17.
- 7 Методические рекомендации по отбору, обработке и хранению проб подземных вод. М.:МинГео СССР, ВСЕГИНГЕО, 1990. – 21 с.
- 8 Методика измерения суммарной α - , β - активности водных проб α - , β -радиометром. УМФ-2000 (рег.№ KZ.07.00.00441 2005).
- 9 Методика выполнения измерений на гамма-спектрометре. М.: ВНИИФТРИ МИ 2143-91, 1991. 17 с.
- 10 Нормы радиационной безопасности (НРБ-99). – Алматы, 2000. – 80 с.

Разработка малоотходной технологии производства ячеистого бетона и вяжущего из техногенного сырья полиметаллических руд

Сартбаев М.К., Жалгасулы Н., Исмаилова А.А.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ИГД им. Д. А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан)

Определены технологические параметры получения разработанных композиций строительных материалов на основе техногенного сырья с модифицирующими добавками, которые соответствуют международным стандартам.

Ключевые слова: техногенные отходы, переработка, ячеистый бетон, вяжущее.

Огромное количество техногенных минеральных образований, накопленных в отвалохранилищах Казахстана, – это хвосты обогащения полиметаллических руд, накопленных более 12 млрд. т на обогатительных фабриках [1, 2], имеющих различные физико-химические и химико-минералогические свойства в зависимости от вида и месторождения рудных материалов. Эти хвостохранилища, как правило, создают сложную антропогенную ситуацию в экосистеме.

Для того, чтобы снизить экологическую нагрузку хвостохранилищ на окружающую среду необходимо использовать техногенное сырье – хвосты обогащения полиметаллических руд – в разработке малоотходной технологии производства ячеистого бетона и вяжущего с применением хвостов обогащения Жезказганской и Верхней Кайрактинской обогатительных фабрик, обладающих конкурентоспособностью.

Широкое использование в производстве строительных материалов отходов и вторичных продуктов промышленности является одной из актуальных проблем научно-технического прогресса. Гранулированные шлаки фосфорного производства используются в качестве добавки при производстве цемента. Часть закристаллизованных шлаков применяют в качестве крупного заполнителя в бетонах, однако основное их количество складывается в отвалах. Только на Шымкентском и Жамбылском производственных объединениях в отвалах накоплено 13 млн. тонн фосфорных шлаков. В то время остро ощущается недостаток в дешевых видах сырья для промышленного, гражданского и дорожного строительства таких, как щебень, декоративные материалы, местные вяжущие.

Отвальные фосфорные шлаки не нашли еще широкого применения, потому что бетоны на их основе обладают повышенной хрупкостью, меньшей деформируемостью при растяжении и сжатии. Поэтому при использовании фосфорношлакового щебня для получения заданной марки бетона необходимо увеличивать расход дефицитного цемента.

Одним из реальных способов повышения качества фосфорных шлаков, применяемых в производстве вяжущих материалов, является модифицирование их различными добавками на основе отходов обогащения полиметаллических и редкометалльных руд с применением механохимической активации на универсальном дезинтеграторе-активаторе ДУ-92, это позволяет уменьшить расход вяжущих, сократить сроки изготовления бетонов и конструкций на их основе, шире использовать гидравлический малоактивные фосфорные шлаки.

В работе впервые разработаны технология производства без цементного вяжущего материала на основе хвостов обогащения редкометалльных и полиметаллических руд и шлаков электротермофосфорного производства с применением механохимической активации на универсальном дезинтеграторе-активаторе ДУ-92 и расширены сведения о физико-химических процессах, характеризующих степень активация фосфорных шлаков и хвостов обогащения редкометалльных и полиметаллических руд.

Возможности изменения химии поверхности твердых тел в процессах механохимической активации в достаточно широких пределах проявляются в хвостах обогащения полиметаллических и редкометалльных руд (ХОПРР) и отходах

промышленности (ОП). Одним из результатов механохимических воздействий является возможность внедрения находящихся на поверхности катионов в структуру кристаллов исходного сырья.

Для получения порошков с активными свойствами из ХОПРР необходимо добиваться чистоты поверхности частиц порошка, а также уменьшить шероховатость. Это достигается, если внешние касательные напряжения S_r окажутся больше внутримолекулярных касательных напряжений S_e для поверхности натяжения пленки.

Установлено, что для слоистых силикатов ХОПРР, обладающих значительной емкостью обмена, диспергирование может привести к практически полной потере поверхностными катионами ионообменной способности вследствие их углубления в алюмосиликатную матрицу решетки. Наряду с обменными катионами, важнейшими обменными центрами на поверхности силикатов являются гидроксильные группы кислотного ($=Si-OH$) и основного ($=Al-OH$) характера.

При механохимической активации на дезинтеграторной установке ДУ-92 происходит значительное увеличение количества активных центров этого типа (до 2000 мкмоль/г для монтмориллонита и 1300 мкмоль/г для каолинита), возникающих в результате разрыва химических связей за счет образования новой поверхности, а также при дефектообразовании на базальных плоскостях частиц минералов, в местах возведения трещин, дислокации.

Для успешной активации измельчительный агрегат должен воздействовать на частицы прежде всего истиранием, а уж затем раздавливанием (ударом); обеспечивать максимальное число контактов агрегат с частицами и наведение в них микродефектов. Это позволяет утверждать о преимуществе дезинтеграторной установки ДУ-92 и способа активации перед другими измельчающими устройствами.

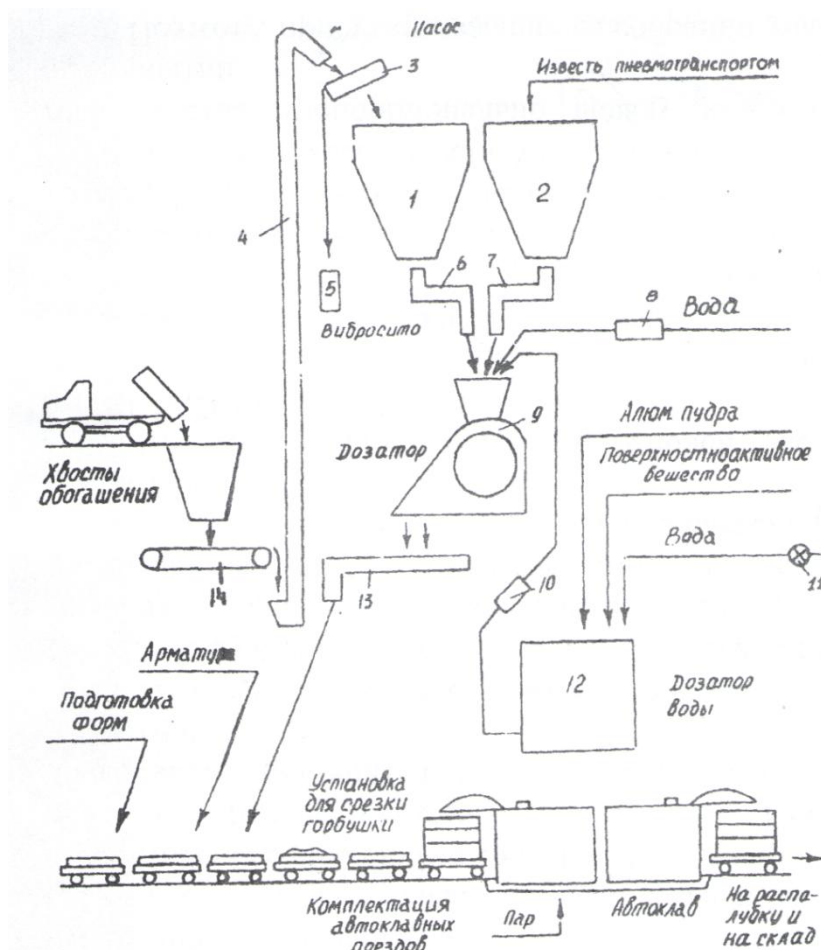
Впервые разработана малоотходная технология производства прогрессивного строительного материала – ячеистого газобетона из ХОПР с использованием механохимической активации, защищенная авторским свидетельством на изобретение [3].

При применении дезинтеграторной технологии для приготовленного ячеистого газобетона достигается тонкое измельчение всех компонентов смеси, резко повышается гидравлическая активность материалами с минеральными добавками, при этом достигается высокая с гомогенизации исходной шихты.

Исследования показывают, что гидратационная активность полученного из опытной смеси цементного камня из ХОПРР и ОП дезинтеграторной обработки значительно увеличивается. При этом ускоряется образование и последующее разложение метастабильных гидратных соединений и их переход в термодинамически устойчивые в данных условиях фазы. Образцы отличаются повышенными физико-механическими свойствами: пределом прочности при сжатии в состоянии 14,8-15,6 МПа и объемной массой 940-970 кг/м³. Минералогический анализ показал, что при механохимической активации образуются: силикаты кальция - 84%; стекло с показателями преломления $N = 1,608-16\%$. Впервые разработана технология производства вяжущего, защищенная авторским свидетельством на изобретение.

Представляет также интерес разработанная малоотходная технология производства вяжущего плотного бетона из ХОПРР и ОП с использованием механохимической активации, защищенная авторским свидетельством [4-5].

Целью разработанной технологии является повышение прочность вяжущего. Используют известь активностью 74%, хвосты обогащения - отходы промышленного производства, ХОПРР - порошкообразный материал с дисперсностью, соответствующей 10% остатку на сите 4900%/см², и электротермофосфорного производства (рисунок 1).

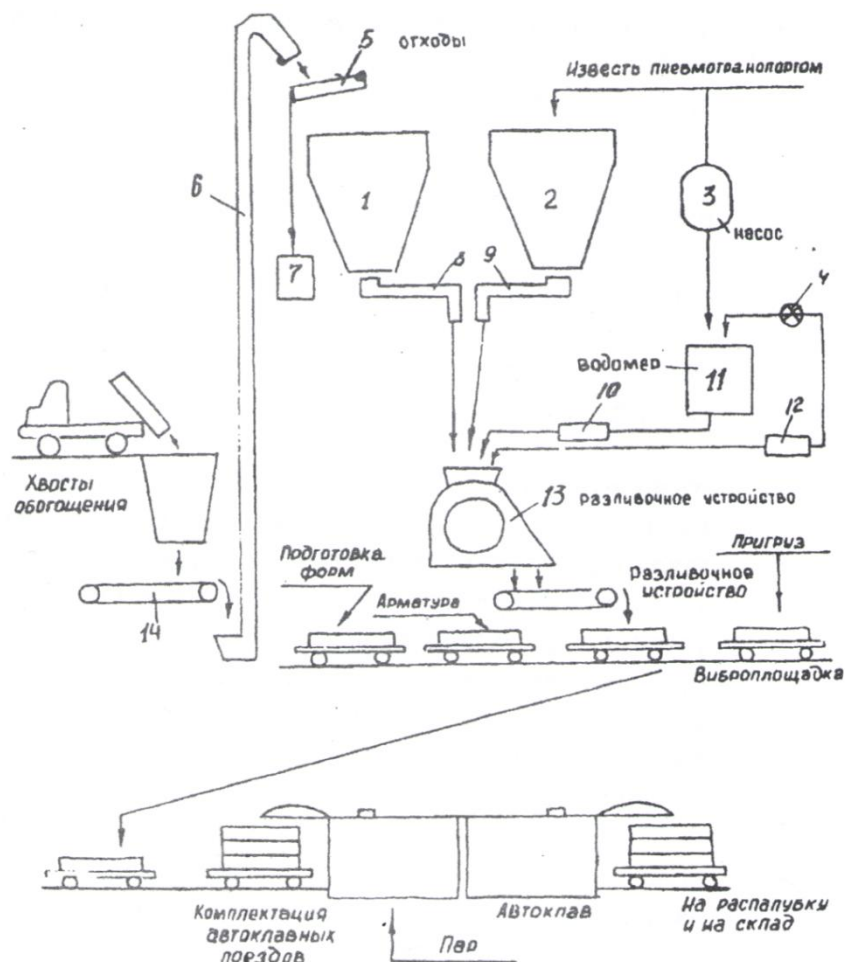


1 - бункер для хвостов обогащения; 2 - бункер для известняк; 3 - вибросито; 4 - элеватор; 5 - отходы; 6 - дозатор хвостов обогащения; 7 - дозатор известняк; 8 - дозатор воды; 9 - дезинтегратор; 10 - дозатор алюминиевой суспензии; 11 - водомер; 12 - смеситель; 13 - разливочное устройство; 14 - питатель

Рисунок 1 – Технологическая схема производства ячеистого газобетона из отходов обогащения руд

После окончания механохимического перемешивания вязущую смесь выгружают из дезинтегратора в формы и уплотняют на вибростоле. Сформованные и отпрессованные образцы изделий с полученным вяжущим подвергают гидротермальной обработке в автоклаве при избыточном давлении 10 кгс/см по режиму 2+10+3 ч. Полученные образцы имеют следующие характеристики: предел прочности при виброуплотнении 70,0-72,0 МПа, при прессовании 124,0-131,0 МПа, объемная масса 1690-1900 кг/м³. Хвосты обогащения оказывают существенное катализирующее воздействие на гидротермальное твердение гидросиликатов кальция из-за наличия в них остаточных химических реагентов (активированное жидкое стекло и жирнокислотные собиратели) и дают резкое повышение прочности рекомендуемого вяжущего.

Как показали рентгеноструктурные исследования, основным минералом вяжущего материала является аллит. Образование этого минерала ускоряет процессы гидратации и взаимодействия аморфного кремнезема с гидролизным оксидом кальция. Изучением молекулярного строения гидросиликатов, образовавшихся при совместной гидратации вяжущего на основе ХОПРР и шлаков электротермофосфорного производства, установлено, что они имеют повышенную степень полимеризации (рисунок 2). Это приводит к резкому возрастанию прочности вяжущего материала и, естественно, самого бетона.



1 - бункер для песка; 2 - бункер для извести; 3 - камерный насос; 3 - водомер; 5 - вибросито; 6 - элеватор; 7 - отходы; 8, 9 - дозаторы; 10 - дозатор суспензии; 11 - суспензатор; 12 - дозатор воды; 13 - дезинтегратор; 14 - питатель

Рисунок 2 – Технологическая схема производства плотных изделий автоклавного твердения из отходов обогащения руд

На основе предлагаемого вяжущего плотного бетона можно изготавливать различные строительные детали: сборные детали для силосов, кормушки, опорные столбы, плиты для дорог, плиты для укрепления откосов каналов и водоемов, оградительные столбы, пустотелые панели перекрытия, плиты для покрытия домов и панели для неотапливаемых зданий.

Источники

- 1 Кадастр ресурсов и перспективы комплексного использования отходов производства цветной металлургии Казахстана: часть I. – Алма-Ата: Наука, 1986. – 77 с.
- 2 Техногенные минеральное сырье рудных месторождений Казахстана // Х.А. Беспаяв, С.К. Каюков, Ю.С. Падилов и др.: Под.ред. А.А. Абдуллина и др. – Алматы: ИГН им. К.Н.Сатпаева, 2000. – 122 с.
- 3 Сартбаев М.К., Джусипбеков У.Ж. Разработка технологии получения ячеистого бетона и вяжущего из хвостов обогащения полиметаллических руд и отходов промышленности Казахстана // Химический журнал Казахстана. – 2004, №1. – С.139-143.
- 4 Сартбаев М.К., Загайнов В.Г. А.С. № 1571038 Сырьевая смесь для изготовления ячеистого бетона. Оpubл. 15.06.90
- 5 Сартбаев М.К. А.С. № 1715743 S.V. Вяжущее. Оpubл. 30.12.92

Применение изотопных отношений $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ для оценки физико-химических процессов выщелачивания урана

Сатыбалдиев Б.С., Уралбеков Б.М., Надиров Р.К., Буркитбаев М.М.

(Казахский национальный университет им. аль-Фараби, Алматы, Казахстан)

Физико-химическими методами охарактеризован процесс фильтрационного выщелачивания усредненного образца урановой руды раствором серной кислоты. Показано, что коэффициент фильтрации на стадии закисления уменьшается на 17%, что связано с наличием в образце коллоидного гидроксида алюминия. Установлена динамика изменения значений $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ на фоне изменения значений концентрации урана в фильтрате. Обнаружено наличие трех интервалов изотопных отношений $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ в фильтрате (1,21-1,25; 0,92-1,00; 1,10-1,16), каждый из которых отнесен к конкретному источнику преимущественного перехода урана в раствор.

Ключевые слова: урановая руда, фильтрационное выщелачивание, изотопное отношение.

Подземное скважинное выщелачивание (ПСВ) является эффективным и экологически наиболее безопасным способом добычи урана. Через рудный горизонт прокачивается растворитель (чаще всего, разбавленный раствор серной кислоты в присутствии ионов железа (III)), который переводит соединения урана в растворимое состояние и позволяет производить его добычу путем откачки ураносодержащих продуктивных растворов. При таком способе добычи урана возникает ряд научных и практических проблем, одна из которых – снижение извлечения урана из руды в продуктивный раствор в процессе выщелачивания, и, таким образом, необратимые потери целевого металла. Уменьшение содержания урана в продуктивном растворе может быть вызвано рядом причин, в числе которых практически полное растворение собственных минералов урана, то есть основных источников целевого металла при выщелачивании, а также диффузионные ограничения, связанные большей частью с процессами коагуляции. Идентификация источника преимущественного перехода урана в раствор при выщелачивании позволит оптимизировать процесс добычи указанного металла на предприятиях, использующих метод ПСВ. На решение этой задачи направлена настоящая работа.

Исследуемый нами усредненный образец урановой руды, отобранный из инфильтрационного месторождения Центральной части Созакского рудного пояса, был представлен разнозернистым песком, доля грубозернистого (диаметром от 1 до 2 мм) песка в котором составляла около 10 % (по данным ситового анализа). В образце выявлено около 30% тонкозернистой фракции (< 0,1 мм), в том числе алевроит – глинистой фракции – 22 %. В незначительном количестве присутствовали слюдяные и хлоритовые минералы (мусковит, гидробиотит). Глинистые минералы, в основном, были представлены каолинитом и монтмориллонитом. Пески содержали дисперсно-коллоидную взвесь, в составе которой преобладали дисперсные глинистые минералы и коллоидный гидроксид алюминия. Данные тонкозернистые фракции, как правило, являются причиной возникновения механической коагуляции фильтрационных сред путем закупоривания водопроницаемых пор обломочными структурами глинистых минералов.

Результаты сканирующей электронной микроскопии и электронно-зондового микроанализа показали, что урановая минерализация исследуемого образца представлена, в основном, уранинитом и коффинитом, с небольшими количествами браннерита и монацита. Указанные урановые минералы образуют тонкие налеты, гнезда, микропрожилки в составе ураносодержащего глинистого материала на поверхности обломочных зерен.

Химический состав образца руды, определенный методом ICP-OS спектроскопии с предварительным микроволновым разложением пробы, представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав образца руды

U, %	Fe _{общ.} , %	Fe ²⁺ , %	Fe ³⁺ , %	S _{сульфат} , %	S _{сульфид} , %	CO ₂ , %	C _{орг} , %
0,225	1,20	0,69	0,51	< 0,20	0,28	< 0,10	0,043

Согласно геолого-гидрогеологическим условиям использования метода ПСВ, руды с содержанием урана более 0,06% относятся к типам руд, благоприятным для отработки их указанным методом [1]. Низкое содержание карбонатов также является доводом в пользу применимости метода ПСВ к исследуемой руде.

Динамическое выщелачивание образца руды проводилось с использованием фильтрационной колонки для моделирования процессов подземного скважинного выщелачивания урана в лабораторных условиях, согласно инструкции МАГАТЭ [2]. Эксперимент включал в себя подготовку образца руды путем отмывания урана, окисленного в ходе длительного хранения, и, собственно, сернокислотное выщелачивание.

По мере продвижения выщелачивающего раствора по рудному слою наблюдалось ухудшение фильтрационных свойств, коэффициент фильтрации на стадии закисления уменьшался на 17% (с 0,099 до 0,082 м/сутки). В образце, как нами отмечено выше, присутствовало значительное количество дисперсных глинистых минералов, которые при взаимодействии с растворами серной кислоты, разрушаясь до коллоидного состояния, вызывают ухудшение фильтрационных свойств породы. Дополнительным аргументом в пользу растворения алюмосиликатов является увеличение содержания алюминия в пробах фильтрата. В ходе опыта визуально было определено отсутствие газовой колыматации в фильтрационной колонке.

Влияние отношения Ж:Т на некоторые показатели процесса выщелачивания раствором серной кислоты приведено на рисунке 1.

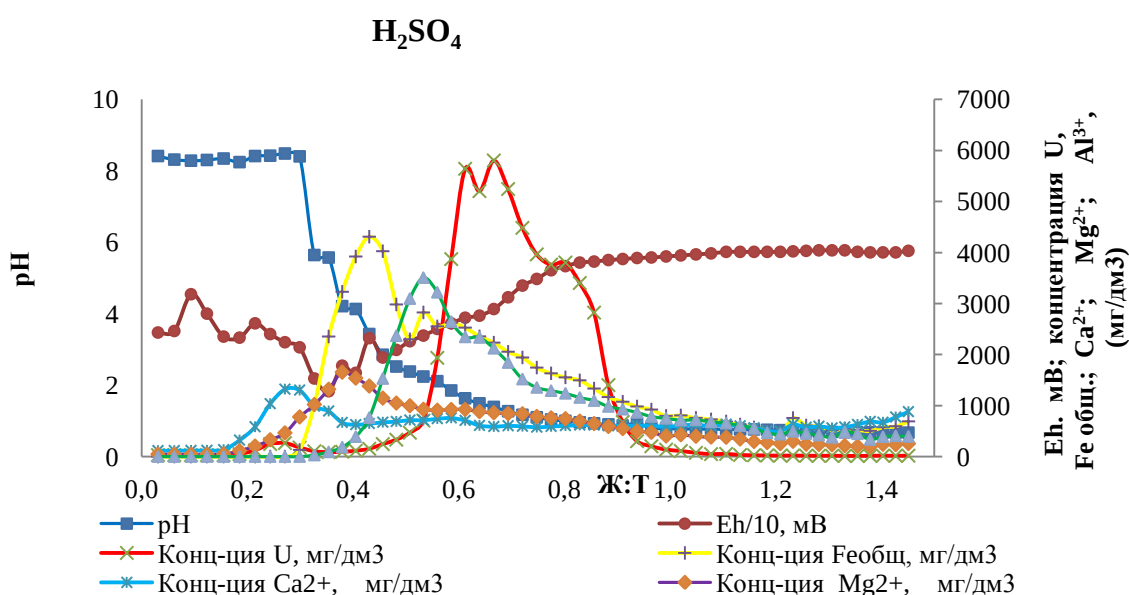


Рисунок 1 – Зависимости pH, Eh, концентраций кальция, магния, урана, алюминия, железа в образцах фильтрата продуктивного раствора от соотношения Ж:Т

Стабильность значения рН фильтрата в интервале соотношения Ж:Т от 0 до 0,3 объясняется нейтрализацией первых порций серной кислоты растворением карбонатных минералов. Пик, соответствующий максимальной концентрации ионов кальция в растворе, совпадает по значению Т:Ж (2,5) с небольшим пиком на кривой, характеризующей концентрацию урана. Указанные результаты согласуются с известным утверждением о том, что уран хорошо сорбируется и сокристаллизуется в карбонатных минералах кальция в результате сродства уранил-иона с карбонат-анионом. Иными словами, при растворении кальция в раствор переходит и находящийся в карбонатных минералах кальция уран.

Снижение рН выщелачивающего раствора приводит к растворению железосодержащих минералов, что, в свою очередь, увеличивает растворимость четырехвалентного урана, катализируя процесс окисления его до легкорастворимого шестивалентного [3]. Значения Еh продуктивных растворов растут, начиная от Ж:Т = 0,35 до 0,8. Медленное повышение окислительно-восстановительного потенциала обуславливается потерей окислительной силы раствора на окисление четырехвалентного урана, что доказывается достижением максимума значения Еh только при достижении стабильной концентрации урана в продуктивных растворах.

Расчет показал, что всего было выщелочено около 85% урана (без учета забалансового урана из стадии отмывки), оставшаяся часть урана, несмотря на высокое значение Еh (более 400 мВ), осталась невыщелоченной, возможно, из-за медленной скорости диффузии серной кислоты в трещины и прожилки силикатных минералов, где расположены урановые минералы.

После прохождения первого пика с максимальной концентрацией урана 264 мг/дм³ и по мере снижения рН растворов фильтрата до значения 5,57, концентрация урана снизилась до 85 мг/дм³. При дальнейшем снижении значений рН фильтратов со значения 5,57 до значения 2,00 концентрация урана увеличивалась и на момент появления в фильтрате свободной серной кислоты (рН = 1,85) достигла значения 3868 мг/дм³ (соответствует степени извлечения урана, равной 13,47%). Далее, концентрация урана продолжала расти, вплоть до значения 5637 мг/дм³.

Начиная со значения Т:Ж=7, концентрация урана в растворе постепенно снижалась, что обусловлено уменьшением количества урана в руде; по достижении значения Ж : Т = 1,1 содержание урана в фильтрате достигло значений предела обнаружения спектрометра.

Альфа-спектрометрический анализ исследуемого образца руды показал, что, в целом, уран в руде находится в равновесии, и изотопные отношения $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ варьируются в пределах 0.99 ± 0.02 . Однако при исследовании шестивалентных форм урана было найдено, что вековое равновесие смещено в сторону урана-234, и значение $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ составило 1.20 ± 0.03 . В четырехвалентных формах урана в исследуемом образце руды, напротив, преобладал уран-238 со значением $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$, равным 0.95 ± 0.05 . Данные вариации активностей изотопов урана широко распространены ввиду мобильности дочерних нуклидов в кристаллических структурах. Это объясняется тем, что ядро при альфа-распаде имеет большую кинетическую энергию в виде инерции от центра раскола, благодаря которой выбивается из кристаллической решетки минерала и становится более доступным для воды. Как следствие, уран-234, будучи дочерним продуктом альфа-распада, более мобилен и преобладает в водных объектах и осадочных образованиях, в то время как уран-238, будучи в кристаллической решетке, преобладает в первичных образованиях [4].

Для более ясного понимания процессов растворения урановых минералов в процессе выщелачивания, нами были определены изотопные отношения урана в фильтрате.

Анализ полученных данных по изотопным соотношениям $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ в растворах фильтрата показал наличие трех основных фаз выщелачивания урана в продуктивные

растворы.

Первая фаза характеризуется низкими концентрациями урана в продуктивных растворах при относительно высоких значениях pH выщелачивающего раствора, и изотопными отношениями $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ в пределах 1.21–1.25. Выход урана из рассматриваемых источников составляет не более 3% при сернокислотном выщелачивании после стадии отмывки. В данную фазу можно отнести не полностью вымытый окисленный уран, а также шестивалентный уран, локализованный на кальците, выщелачиваемые в пределах соотношения Ж:Т = 0,5. Это доказывается изотопными отношениями урана в продуктивных растворах по значениям, идентичным таковым для обнаруженного в шестивалентной форме урана данной руды [5].

Вторая фаза выщелачивания урана проявляется в пределах соотношения Ж:Т от 0,5 до 1,1 и представлена изотопным отношением $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ в пределах 0,92–1,00. Данная фаза обусловлена растворением уранинита, являющегося основным ураноносным минералом в данной руде. Изотопные соотношения в данной фазе также свидетельствуют в пользу наличия четырехвалентных форм урана. Значение Eh выщелачивающего раствора в данном отрезке повышается до 400 мВ, что является достаточным для полного окисления четырехвалентной формы урана до шестивалентной. Данная фаза соответствует извлечению около 80 % урана.

Третья фаза выщелачивания урана представлена изотопным отношением $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ в пределах от 1 до 1,16. Несмотря на высокие значения окислительно-восстановительного потенциала и низкие значения pH выщелачивающего раствора, в данной фазе было выщелочено не более 2 % от общего содержания урана в руде. Очевидно, данная фаза характеризуется низкой скоростью диффузии растворителя на поверхность минералов, находящихся в микропрожилках обломочных частиц, а также растворенного вещества, от поверхности минерала до основного потока выщелачивающего раствора. Смещение векового равновесия в сторону урана-234 логично объяснить смешиванием окисленных и четырехвалентных форм урана, скорее всего, локализованных в микропрожилках.

Выявленная закономерность в динамике изменения изотопных отношений урана на фоне изменения концентрации урана в продуктивных растворах при сернокислотном выщелачивании может быть использована при установлении источника преимущественного перехода урана в раствор при фильтрационном выщелачивании [6].

Источники

- 1 Белецкий В.И., Богатков Л.К., Волков, Н.И. и др. Справочник по геотехнологии урана / под ред. Д.И. Скороварова. – М.: Энергоатомиздат, 1997. – 672 с.
- 2 Pidchenko I., Salminen-Paatero S., Rothe J., Suksi J. Study of uranium oxidation states in geological material // J. Environ. Radioact. – 2013. – V. 124. – P. 141–146.
- 3 Grenthe I., Fuger J., Konings R., Lemire R.J., Muller A.B., Nguyen-Trung C., Wanner J. The Chemical Thermodynamics of Uranium. – New York: Elsevier, 1992. – 716 p.
- 4 Osmond J. K., Cowart J. B. The theory and uses of natural uranium isotopic variations in hydrology. – 1976.
- 5 Reeder R. J. et al. Coprecipitation of uranium (VI) with calcite: XAFS, micro-XAS, and luminescence characterization // Geochimica et Cosmochimica Acta. – 2001. – T. 65, №. 20. – С. 3491-3503.
- 6 Satybaldiyev, B., Lehto, J., Suksi, J., Tuovinen, H., Uralbekov, B., Burkitbayev, M. Understanding sulphuric acid leaching of uranium from ore by means of $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ activity ratio as an indicator // Hydrometallurgy. – 2015. – Vol. 155. – P. 125-131.

Переработка хвостов флотационного обогащения с применением модифицированных флотореагентов

Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Тусупбаев Н.К., Сугурбекова А.К.

(АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)

Рассмотрена возможность переработки хвостов флотационного обогащения на примере хвостов Тишинского месторождения (Казахстан) с применением модифицированного флотореагента. Показано, что при флотации Тишинских хвостов с применением модифицированного реагента извлечение меди в коллективный концентрат повышается на 2,14 %, цинка – на 8,64 %, железа – на 4,56 %, золота – на 5,5 %.

Ключевые слова: флотационные хвосты, доизмельчение, извлечение, модифицированный реагент, флотация, концентрат.

Поиск и разработка новых более селективных реагентов-собирателей для совершенствования процесса флотации является одной из первоочередных задач при создании инновационных технологий флотационного разделения веществ и минералов. В качестве собирателя предложено большое число органических соединений, однако используется на практике не более 160 [1]. Современная практика применения собирателей при флотации сульфидных руд в большинстве случаев предусматривает совместное использование ксантогенатов и аэрофлотов. Дополнительное к ксантогенатам использование аэрофлотов дает возможность не только улучшить качество получаемых сульфидных концентратов за счет более селективного действия аэрофлотов, но и повысить извлечение металлов за счет способности аэрофлотов эффективно флотировать тонкие частицы.

Использование смесей собирателей является универсальным средством для получения необходимого соотношения в каждом конкретном случае количеств химически и физически сорбированного собирателя на поверхности флотируемого минерала. В случаях комбинаций анионного и катионного собирателей используется противоположная направленность их гидролиза с изменением pH, а при использовании смеси ксантогенатов – различная способность их низших и высших гомологов к окислению на минеральной поверхности до диксантогенида.

В настоящее время в переработку широко вовлекаются труднообогатимые, упорные руды и техногенное сырье, которые характеризуются низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью минеральных комплексов и близкими технологическими свойствами слагающих их минералов.

Важным моментом, определяющим получение высоких технологических результатов, является подготовка лежалых хвостов перед обогатительными операциями. Подготовительные операции могут включать доизмельчение хвостов, фракционирование, обесшламливание и отмывку [2-4].

Необходимость полноты и комплексности освоения различных месторождений, обеспечение высокой рентабельности предприятий, улучшения экологической обстановки в горнопромышленных регионах определяют актуальность научных исследований в направлении интенсификации методов и способов извлечения ценных компонентов из труднообогатимого и техногенного сырья [5-6].

Проведена отработка реагентного режима флотации хвостов обогащения руды Тишинского месторождения с применением модифицированного реагента, представляющего собой смесь модифицированных бутилового ксантогената и аэрофлота в сочетании с N-аллил-о-изобутилтионокарбаматом. Модифицированные бутиловый ксантогенат и аэрофлот получены на основе казахстанского сырья – модифицированного сивушного масла, отхода спиртового производства.

По результатам минералогического анализа основную массу в пробе хвостов флотационного обогащения Тишинского месторождения составляют: кварц $\alpha\text{-SiO}_2$, кальцит CaCO_3 , тальк $\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_4$, хризотил $\text{Mg}_6\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$, альбит $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$, мусковит $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$, пирит FeS_2 .

Химический анализ показал, что в пробе исследуемых хвостов содержится 0,05 % меди; 0,06 % свинца; 1,1 % цинка; 52,3 % SiO_2 ; 2,3 % железа общ.; 8,1 % Al_2O_3 ; 2,5 % CaO ; 8,7 % MgO . На рисунке 1 представлен анализ образца пробы хвостов флотационного обогащения руды Тишинского месторождения на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL.

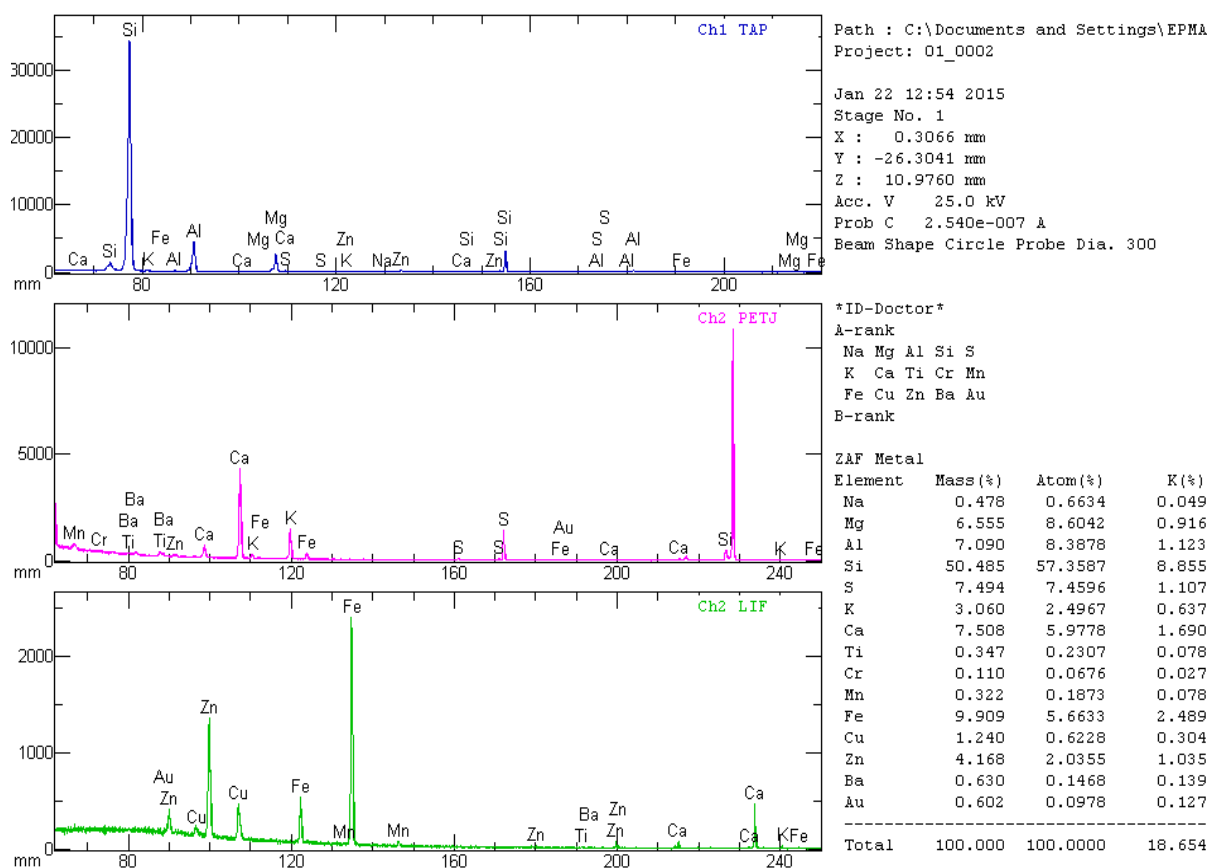


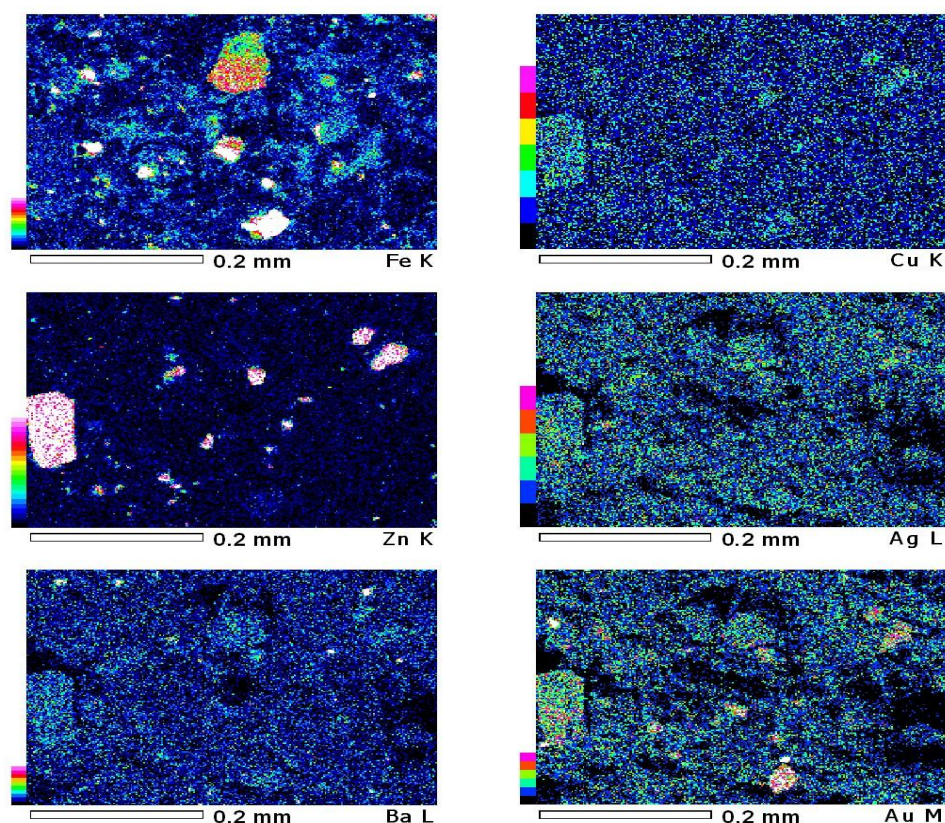
Рисунок 1 – Анализ образца пробы хвостов флотационного обогащения руды Тишинского месторождения на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL

Изучено распределение полезных компонентов в исследуемой пробе хвостов (рисунок 2).

Дисперсионный анализ хвостов флотационного обогащения руды Тишинского месторождения показал, что большая часть полезных компонентов – меди, свинца и цинка сосредоточена во фракции 0-10 мкм.

Схема флотации включала доизмельчение хвостов, основную, контрольную флотации и четыре перечистки коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата.

Проведен подбор оптимального режима доизмельчения, расхода собирателя и пенообразователя в цикле коллективной медно-свинцово-цинковой флотации хвостов Тишинского месторождения.



JEOL EDS System

JEOL

Рисунок 2 – Распределение Fe, Cu, Zn, Ag и Au в образце пробы хвостов флотационного обогащения руды Тишинского месторождения

При оптимальном доизмельчении хвостов до 75,0 % класса -0,040 мм, расходе собирателя 150 г/т, пенообразователя Т-92 - 80 г/т получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 2,5 % меди при извлечении 61,7 %; 2,0 % свинца при извлечении 59,52 %; 4,3 % цинка при извлечении 59,41 %; 8,3 % железа при извлечении 40,4 %; 5,8 г/т золота при извлечении 53,41 %.

Проведена отработка реагентного режима флотации хвостов обогащения руды Тишинского месторождения с применением модифицированных реагентов (таблица 1).

Расход модифицированного собирателя варьировался от 50 до 150 г/т. Показано, что оптимальным расходом модифицированного собирателя является расход 100 г/т. При этом получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 2,5 % меди при извлечении 63,72 %; 2,1 % свинца при извлечении 59,19 %; 4,9 % цинка при извлечении 68,73 %; 8,6 % железа при извлечении 44,57 %; 5,9 г/т золота при извлечении 58,17 %.

Таблица 1 – Результаты коллективной медно-свинцово-цинковой флотации хвостов Тишинского месторождения с применением модифицированного собирателя

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т					Извлечение, %					Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	
Колл. конц-т	1,5	2,5	2,0	4,3	8,3	5,8	61,7	59,52	59,41	40,4	53,41	Базовая технология: БКс - 150 г/т Т-92 – 80 г/т
Пром. прод. 1	3,3	0,1	0,1	0,3	1,1	0,3	5,43	6,55	9,12	11,78	6,08	
Пром. прод. 2	2,0	0,3	0,12	0,6	1,3	0,5	9,87	4,76	11,05	8,44	6,14	
Пром. прод. 3	1,0	0,3	0,35	0,7	1,9	0,6	4,94	6,94	6,45	6,16	3,68	
Пром. прод. 4	0,4	0,4	0,45	1,2	2,2	0,8	2,63	3,57	4,42	2,86	1,96	
Пен.контр.фл.	0,2	0,11	0,12	0,6	1,0	0,5	0,36	0,48	1,11	0,65	0,61	
Хвосты отв.	91,6	0,01	0,01	0,01	0,1	0,05	15,07	18,17	8,44	29,72	28,12	
Исход. хвосты	100	0,061	0,05	0,109	0,308	0,163	100	100	100	100	100	Расход модифицированного собирателя 100 г/т Т-92 – 80 г/т
Колл. конц-т	1,6	2,5	2,1	4,9	8,6	5,9	63,72	59,19	68,73	44,57	58,17	
Пром. прод. 1	3,2	0,1	0,1	0,2	1,0	0,4	5,10	5,64	5,61	10,37	7,89	
Пром. прод. 2	2,1	0,3	0,3	0,5	1,2	0,4	10,04	11,1	9,20	8,16	5,18	
Пром. прод. 3	0,9	0,3	0,3	0,6	1,6	0,7	4,30	4,76	4,73	4,66	3,88	
Пром. прод. 4	0,3	0,4	0,4	1,0	2,0	0,9	1,91	2,11	2,63	1,94	1,66	
Пен.контр.фл.	0,2	0,1	0,3	0,6	0,9	0,5	0,32	1,06	1,05	0,58	0,62	
Хвосты отв.	91,7	0,01	0,01	0,01	0,1	0,04	14,61	16,15	8,04	29,71	22,60	
Исход. хвосты	100	0,063	0,057	0,114	0,309	0,162	100	100	100	100	100	Расход модифицированного собирателя 100 г/т Т-92 – 60 г/т
Колл. конц-т	1,6	2,6	2,1	5,0	8,7	5,8	63,84	59,87	68,05	44,96	58,91	
Пром. прод. 1	3,1	0,1	0,1	0,3	1,0	0,3	4,76	5,52	7,91	10,01	5,90	
Пром. прод. 2	2,0	0,25	0,22	0,4	1,1	0,3	7,67	7,84	6,81	7,11	3,81	
Пром. прод. 3	1,0	0,4	0,31	0,61	1,4	0,6	6,14	5,52	5,19	4,52	3,81	
Пром. прод. 4	0,4	0,5	0,45	0,8	2,2	1,1	3,07	3,21	2,72	2,84	2,79	
Пен.контр.фл.	0,3	0,1	0,32	0,6	1,0	0,8	0,46	1,71	1,53	0,97	1,52	
Хвосты отв.	91,6	0,01	0,01	0,01	0,1	0,04	14,06	16,32	7,79	29,59	23,26	
Исход. хвосты	100	0,065	0,056	0,118	0,310	0,158	100	100	100	100	100	

Применение модифицированного собирателя позволяет повысить извлечение полезных компонентов в коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, полученный из хвостов обогащения руды Тишинского месторождения. Извлечение меди повышается на 2,02 %, цинка – на 9,32 %, железа – на 4,17 %, золота – на 4,76 %.

Проведена работа по определению оптимального расхода пенообразователя Т-92 в присутствии модифицированного собирателя. Расход Т-92 варьировался от 40 до 80 г/т. Оптимальный расход модифицированного собирателя при этом составлял 100 г/т.

Результаты исследований показали, что применение модифицированного собирателя в цикле флотации хвостов обогащения руды Тишинского месторождения позволяет снизить расход пенообразователя Т-92 на 25 %, с 80 до 60 г/т. При этом получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 2,6 % меди при извлечении 63,84 %; 2,1 % свинца при извлечении 59,87 %; 5,0 % цинка при извлечении 68,05 %; 8,7 % железа при извлечении 44,96 %; 5,8 г/т золота при извлечении 58,91 %.

Таким образом, применение модифицированного собирателя позволяет повысить извлечение полезных компонентов в коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, полученный из хвостов обогащения руды Тишинского месторождения по сравнению с базовым режимом: меди - на 2,14 %, цинка – на 8,64 %, железа – на 4,56 %, золота – на 5,5 %. При этом расход базового пенообразователя снижается на 25 %.

Источники

- 1 Абрамов А.А. // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископ. – 2005, № 1. – С.4-14.
- 2 Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Хачатрян Л.С. Переработка пиритных техногенных продуктов //Материалы IX Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, МИСиС, 26-28 февраля 2013. – Т.1. – С. 122-125.
- 3 Xumeng Chen, Yongjun Peng, Dee Bradshaw The effect of particle breakage mechanisms during regrinding on the subsequent cleaner flotation // Minerals Engineering. – 2014.-Vol. 66–68. – P. 157-164.
- 4 Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Рациональные технологии флотации труднообогатимых колчеданных руд цветных металлов /Мат. Межд. совещания «Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2011), 19-24 сентября 2011. – С.17-22.
- 5 Чантурия В.А., Козлов А.П. Прогрессивные технологии комплексной и глубокой переработки природного и техногенного минерального сырья //Материалы Международной научно-технической конференции «Комбинированные процессы переработки минерального сырья: Теория и практика», Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», Санкт-Петербург, 19-20 мая 2015. – С.12.
- 6 Рудой Г.Н., Волкова Н.А., Шадрунова И.В., Зелинская И.В. Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий /Мат. Межд. совещания «Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2011), 19-24 сентября 2011. – С. 6-12.

Экологические аспекты развития нефтегазового комплекса Республики Казахстан

Серікова Б.Т.

(Таразский государственный университет им. М.Х. Дулати, г. Каратау, Казахстан)

Актуальность настоящего исследования обусловлена объективной необходимостью обоснования дальнейшего развития нефтегазового комплекса страны как важнейшей и неотъемлемой составляющей национальной экономики Республики Казахстан.

Ключевые слова: нефтегазовый комплекс.

В конце XX века Казахстан стал одним из наиболее влиятельных государств на Евразийском экономическом пространстве, занимающих ключевое место в решении многих важнейших проблем современной политики и экономики в данном регионе. Результаты социального и экономического развития Республики в 2014 году позволяют утверждать, что этот год оказался весьма успешным, а по большинству показателей даже наилучшим за последнее десятилетие. Рост ВВП в стране составил 9%, рост промышленного производства - 11,6%. В то же время по-прежнему актуальной остается основная стратегическая задача на перспективу, которая заключается в том, чтобы при сохранении экономического роста, все еще базирующегося преимущественно на разработке сырьевых ресурсов, создать основные предпосылки для устойчивого развития и других отраслей национальной экономики.

В развитии нефтегазового комплекса РК на современном этапе четко прослеживаются три основные тенденции:

Во-первых, нефтегазовый комплекс на сегодняшний день для Казахстана является одной из стратегических составляющих реального обеспечения экономической независимости страны, ее международной экономической безопасности и внутриэкономической стабильности.

Во-вторых, РК уже включена в широкие мирохозяйственные связи, вовлечена в процессы международной экономической интеграции. Нефть и газ издавна являются как предметом международной торговли и сотрудничества, так и объектом соперничества, т.е. наряду с удовлетворением экономических интересов многих стран на мировом рынке реализуются и масштабные политические цели, что порой приобретает даже главенствующее значение. Сегодня, например, страна прилагает огромные усилия к тому, чтобы Каспий, на котором сошлись интересы многих (и не только прикаспийских) государств, не превратился в зону международных конфликтов, а стал бы, наоборот, морем дружбы и взаимовыгодного экономического сотрудничества. Партнерские связи с такими крупными мировыми компаниями, как Шеврон, Мобил, Бритиш газ, Бритиш петролеум, Тоталь, Аджиб, Тексако, ЛУКОЙЛ, Газпром, Китайская нефтяная компания, Импекс и другие, приносят в Казахстан не только значительные инвестиции, но и серьезно способствуют становлению страны на мировых рынках нефти и газа.

В-третьих, разработка нефтяных и газовых проектов напрямую и через налоговые поступления в бюджет страны позволяет РК наращивать темпы и объемы успешной реализации социально-экономических программ, включая экологическое оздоровление многих территорий.

Нефтегазовая отрасль Республики Казахстан (РК) имеет более чем 100-летнюю историю. Республика обладает значительными разведанными запасами нефти и газа промышленных категорий, а также перспективными и прогнозными ресурсами, являющимися надежной основой для дальнейшего развития нефтегазового комплекса. Доказанные геологические запасы страны на начало текущего столетия составляют 21

млрд. баррелей (2,9 млрд. тонн) нефти и газового конденсата (порядка 2% от мировых запасов) и 1,8 трлн. куб. м газа. Более 200 месторождений нефти и газа открыто на территории страны, при этом основные запасы углеводородного сырья сосредоточены преимущественно в 14-ти крупных месторождениях Западного Казахстана. Среди нефтегазовых месторождений особо выделяются такие гиганты, как Тенгиз с извлекаемыми запасами нефти свыше 1 млрд. тонн (7,3 млрд. барр.) и нефтегазоконденсатное месторождение Карачаганак с извлекаемыми запасами нефти и конденсата около 700 млн. тонн (5,1 млрд. барр.) и 1,3 трлн. куб. м газа.

Казахстан обладает богатыми и разнообразными природными ресурсами. В хозяйственный оборот вовлечены многие из имеющихся запасов минерального сырья.

Интенсивное промышленное освоение месторождений нефти и газа, развитие, расширение ресурсной базы требуют со стороны государства адекватных мер по защите окружающей природной среды, обеспечению рационального природопользования [1].

В настоящее время Западный Казахстан официально не считается зоной экологического бедствия, однако наращивание экономического потенциала региона, связанное с освоением топливно-энергетических ресурсов проводилось без учета экологических последствий. Однако нарастающие масштабы освоения ресурсов нефти и газа вызывают уже сейчас заметные экологические осложнения и в силу отмечающегося подъема уровня Каспийского моря. Экологические последствия этого для всего региона и самого моря нетрудно представить. Та же участь может постигнуть десятки населенных пунктов и ряд рыболовецких хозяйств, значительные по площади сельскохозяйственные угодья. Все отмеченное свидетельствует о необходимости принятия экстренных мер по защите особо важных объектов, имеющих исключительное влияние на состояние экономики и экологии [2].

Проведенные в Институте экономики МОИ РК исследования позволили дать количественную оценку суммарного ущерба для казахстанской части Прикаспийского региона. В целом по всему комплексу отраслей экономики он составит около 770 млрд. тенге.

Одной из основных проблем, связанных с нефтедобычей в Казахстане, является проблема утилизации газовых запасов Казахстана. Транспортная инфраструктура и внутренние цены на попутный газ, особенно в сопоставлении с конкурирующим дешевым угольным топливом, не способствуют его использованию. В результате, в республике ежегодно сжигается порядка 14 млрд. куб. м попутного природного газа.

По имеющимся сведениям, на территории казахстанского Прикаспия объем разлитой нефти составляет около 5 млн. т, общая площадь замасленности земель – более 19 тыс. га. Почвенный слой пропитан нефтью на глубину от десятков сантиметров до 10 метров.

Предприятия нефтегазовой отрасли Казахстана выступают в качестве опосредованного элемента, определяющего структурную связь между ними и окружающей природной средой. Для того, чтобы свести к минимуму отрицательное воздействие на окружающую среду, необходимо экологизировать экономику, т. е. обеспечить применение и выполнение совокупности управленческих (организационных), технологических, финансово-экономических мероприятий, направленных на снижение давления нагрузки на окружающую природную среду предприятиями при сохранении целей производства – получения прибыли при достаточных темпах развития экономики, обеспечивающих поступательное развитие человеческого сообщества.

Обычно проблемы решаются стандартным образом. Это или утилизация отходов, или очистка сбрасываемых стоков или воздуха. Борьба с загрязнением ведется либо путем увеличения штрафов и платежей за сверхнормативное воздействие, либо путем предоставления неких налоговых льгот тем предприятиям, которые направляют эти

средства на строительство очистных сооружений, на утилизацию тех же отходов. Новые общественно-экономические условия, складывающиеся в Республике Казахстан, заставляют искать нетривиальные подходы к системе управления экологической безопасностью на региональном уровне.

Значительный ущерб природной среде причиняет загрязнение атмосферы предприятиями нефтяной и газовой промышленности. На долю нефтегазодобывающего комплекса приходится 70% вредных выбросов в атмосферу. Предприятиями АО «Эмбаунайгаз» и «Тенгизмунайгаз» сжигается около 200 млн. м³ попутного газа. Опасность для воздушного бассейна и окружающей среды региона представляют практически все технологические процессы и установки объектов газовой промышленности, а несоблюдение требований абсолютной герметичности при использовании - одна из причин вредных выбросов. Наибольшей токсичностью для человека обладают соединения свинца и серы, вызывающие ряд тяжелых заболеваний. Значительную опасность представляют и соединения, образовавшиеся в результате трансформации веществ, ранее выброшенных в атмосферу [2].

Основными загрязнителями атмосферы на объектах АО «Тенгизмунайгаз» являются сероводород, оксид углерода, диоксид серы и углеводороды, оксиды азота, меркаптаны, пыль серы.

На Карачаганакском нефтегазоконденсатном месторождении основными вредными воздействиями на окружающую среду в ходе строительства и эксплуатации проектируемых объектов являются загрязнение атмосферного воздуха сероводородом (содержание до 4%), сернистым ангидридом, диоксидом азота, углеводородами.

Основными источниками загрязнения атмосферы на промысле являются прискважинные подогреватели, факелы и подогреватели на установке комплексной подготовки газа. Источниками, оказывающими решающее влияние на уровень загрязнения атмосферы, являются компрессоры для обратной закачки очищенного газа в пласт, на долю которых приходится свыше 97% валового выброса диоксида азота – основного загрязнителя воздушного бассейна на Карачаганакском нефтегазоконденсатном месторождении. Все отмеченное свидетельствует о необходимости принятия экстренных мер воздействия к производствам, оказывающим исключительно вредное влияние на параметры экологического состояния.

На современном этапе для эффективного сбыта имеющейся нефти необходимо рекомендовать создание такой единой транспортной инфраструктуры, которая обеспечивала бы бесперебойный экспорт и внутренние поставки сырья в Россию. Ее надежным фундаментом служат географическое соседство стран, переплетающиеся во времени исторические и культурные корни, изначально созданные единые энергосистемы и, что особенно важно, ранее сложившиеся деловые традиции, общая профессиональная школа нефтяников и газовиков обеих стран.

Трубопроводный транспорт нефти призван сыграть решающую роль в стратегической перспективе в развитии нефтегазового комплекса РК, который имеет весьма развитую инфраструктуру. Однако современные реалии усиления внешнеэкономического потенциала нефтегазовой отрасли Республики обостряют необходимость более широкого вовлечения нефтегазового комплекса РК в систему международных магистральных трубопроводов. Выгодное географическое положение Казахстана и близость к России должны сыграть при этом ключевую роль. В рамках Каспийского трубопроводного консорциума и действующего на территории РК нефтепровода осуществлять планомерное увеличение совместных инвестиционных проектов внефтедобыче не совсем выгодно. В связи с этим, автором предлагается в качестве приоритетных направлений внешнеэкономических отношений РФ и РК формирование межгосударственной стратегии развития новейших проектов транспортировки нефти с привлечением таких стран, как Китай, Узбекистан и Туркменистан.

На современном этапе развития инвестиционного сотрудничества России и Казахстана в нефтегазовой отрасли особо значимой мерой представляется все более эффективное привлечение инвестиций российских компаний в Казахстане. Это означает, что необходим поиск новых форм взаимовыгодного сотрудничества. На отдельных месторождениях это могли бы стать соглашения о разделе продукции. Добыча нефти нанизкорентабельных месторождениях должна осуществляться либо с участием крупнейших российских компаний, имеющих новейшие технологии и мощную материальную базу, либо с участием государства на особых условиях. На период до 2015 года стратегия казахстанских компаний должна состоять в широкомасштабных инвестициях в нефтепереработку, особенно за счет строительства новых нефтеперерабатывающих заводов. Инвестиционные проекты в области нефтехимии следует осуществлять с учетом потребностей широкого европейского рынка.

Одним из перспективных направлений экономического взаимодействия между Казахстаном и Россией, в частности, может стать разработка программы по созданию широкой сети автозаправочных станций в РК. Последние, путем поддержки кооперационных связей с нефтеперерабатывающими заводами, будут способствовать насыщению рынка Казахстана нефтепродуктами.

Источники

- 1 Международные экономические отношения / под ред. проф. В.Е. Рыбалкина. М.: ЮНИТИ, 2004.
- 2 Мир на рубеже тысячелетий: прогноз развития мировой экономики до 2015 г. / под ред. И.С. Королева. – М.: Новый век, 2001.
- 3 Мировая экономика: глобальные тенденции за 100 лет / под ред. И.С. Королева. М.: Экономистъ, 2003.
- 4 Мировая экономика и международный бизнес : учебник / под общ. ред. д-ра экон. наук, проф. В.В. Полякова и д-ра экон. наук, проф. Р.К. Щенина. – М.: КНОРУС, 2005. – 656 с.

Жезқазған кен байыту орнындағы қалдықтарды жаңа флотореагенттермен қайта өңдеу

Солтанғазы Н.С., Ержанова Ж.А., Түсімбаев Н.Қ., Мухатаева Н.Н.

(«Жер туралы ғылымдар, металлургия және кен байыту орталығы» АҚ, Алматы қаласы, Қазақстан)

Құмкөл кенорнындағы мұнай және бутилді ксантогенат негізінен алынған жаңа түрлендірілген флотореагентті қолдана отырып, Жезқазған байыту фабрикасындағы байытылған мыс кендерінің қалдықтарының флотациялық реагенттік режимі мен технологиялық сұлбасы өңделінді. Базалық режиммен салыстыра отырып, түрлендірілген реагентті қолданғанда тазаланбаған мыс концентратының сапасы 7,9 % дан 8,7% дейін жоғарылайды, және мыстың бөлініп шығуы 68,65-тен 76,59 %-ға дейін - 7,9 % артады.

Түйінді сөздер: түрлендірілген аполярлы флотореагент, бутил ксантогенаты, беттік керілу, флотациялық қалдықтар.

Соңғы кездері өндірілетін кен сапасының күрт төмендеуі, қиын байытылатын кендердің заттық құрамы мен бағалы компонент үлесінің азаюы және минерал қасиеттерінің бір-біріне жақындығы, майда сеппелілігі тау-кен өнеркәсіптерінің өркендеуіне кері әсерін тигізеді. Осындай минерал шикізаттары үшін, кенінен таралған флотациялық байыту әдістері қолданыс тапты, демек, берілетін реагент аса маңызды рөл атқарады [1].

Жезқазған кен орнындағы көпметалды сульфидті кендер мыс, қорғасын, мырыш, темір және бос жыныс минералдарынан тұратын күрделі кешен құрайды. Мұндай кендерді байытудың басты қиыншылықтарына физикалық-химиялық және флотациялық қасиеттеріне негізделген кендегі сульфидтердің үлесі, кеннің минералогиялық және химиялық құрамының тұрақсыздығы, әрі сульфид минералдарының бір-бірінен жігінің ажырамауы болып табылады. Технологиялық қасиеттері жақын біріккен концентраттарды алу мәселесін шешу үшін, дәстүрлі флотореагенттерді қолданғандағы оңтайлы көрсеткіштерін жақсарту қажет.

Флотореагенттер флотациялық үрдістің көрсеткіштерін жоғарыландырудың маңызды құралы болып табылады. Осыған байланысты бүгінгі таңда тиімділігі жоғары реагенттерді іздеу мен оларды қолдануға көп күш жұмсалуда [2].

Флотация әдісі ол минералдың физика-химиялық қасиеттерінің айырмашылықтарына негізделген. Ол қасиеттер әр минералда әртүрлі. Оған жататындар: минерал құрайтын атомдар қасиеті, олардың валенттілігі, кристалдық тордағы арақашықтықтары, өзара байланыс түрі және т.б.

Флотация әдісі минерал түйіршік беттерінің сулануының әртүрлілігіне негізделген. Егер беті нашар суланатын минерал түйіршігі су ішінде ауа көпіршігімен соқтығысса ол оған жабысады да, су бетіне бірге қалқып шығады, ал жақсы суланатын түйіршіктер ауа көпіршігіне жасбыспайды да, су ішінде қалқып қояды [3].

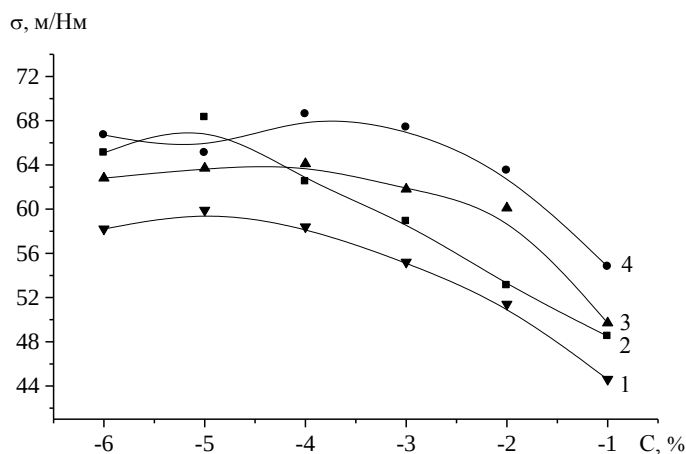
Зерттеу нысаналары ретінде дәстүрлі флотореагент бутил ксантогенаты (БКс) және аполярлы реагент - Құмкөл кенорнындағы мұнай қолданылды. Аполярлы флотореагенттердің беттік белсенділігін бағалау үшін су-ауа шекаралығында олардың беттік керілуі K20 EasyDyne сериясының KRUSS тензиометрінде Вильгельм пластина әдісі арқылы зерттелінді (1 сурет).



1 сурет – K20 / K20S цифрлі сериясының KRUSS тензиометрі

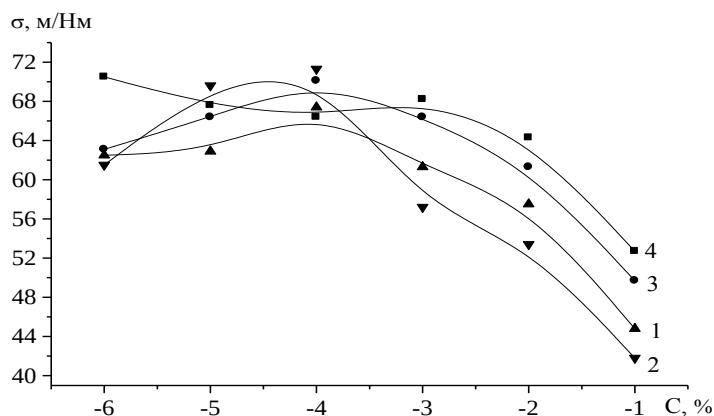
Ортаның рН-ы мен олардың концентрациясының өзгерісіне байланысты 1:1 (мұнай + БКс), 2:1 (мұнай + БКс), 3:1 (мұнай + БКс), 4:1 (мұнай + БКс), ерітінділерінің (σ) беттік керілулері өлшенді. Құмкөл кенорнындағы мұнай және БКс эмульсиясының беттік керілуін өлшегендегі нәтижелермен, сұйық - ауа шекаралығындағы анағұрлым беттің белсенділігі 3:1 қатынастағы түрлендірілген реагенттің эмульсиясында байқалды (2-4 сурет).

Жоғарыда көрсетілген эмульсиялар ультрадыбыс «УЗДН-А1200Т» аппараты арқылы 3 минута дисперленіп алынды. Мұнай эмульсияларындағы күкіртті қосылыстар табиғи стабилизатор ролін атқарып, олардың тұрақтылығына әжептәуір әсер етуі мүмкін. Мұнай негізінде және түрлендірілген 3:1 (мұнай + БКс), 2:1 (мұнай + БКс) құрамында S=O тобы бар күкіртті қосылыстан тұратын эмульсиялар түрлендірілген 1:1 (мұнай + БКс) эмульсиясымен салыстырғанда тұрақтылығы едәуір жоғары екені көрсетілді. Сонымен қатар эмульсияның тұрақтылығы эмульсияның өлшемдеріне және дисперлеудің ұзақтығына тәуелді екені анықталды. Бұдан мұнай құрамындағы табиғи стабилизаторлар дисперлеу кезінде ұсақ бөлшектерге адсорбцияланып эмульсияны тұрақтандыратына дәлел болады. Дисперлеу уақыты 3 минут болғанда эмульсияның тұрақтылығы 3 тәулік құрайды.



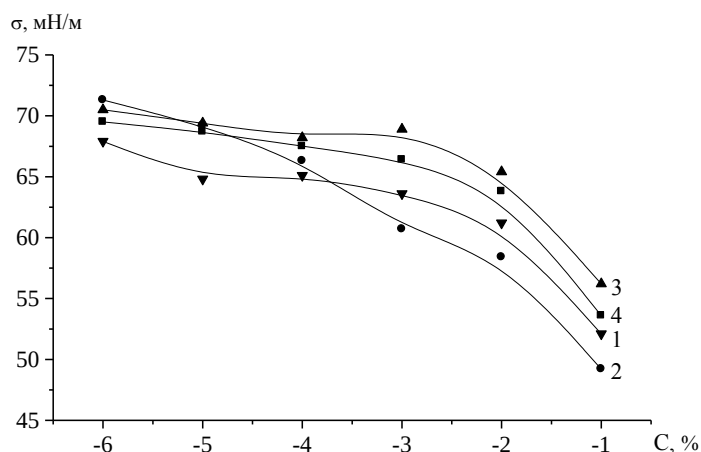
1 - 4:1 (мұнай+БКс); 2 - 3:1 (мұнай+БКс); 3 - 2:1 (мұнай+БКс); 4 - 1:1(мұнай+БКс)

2 сурет – рН 6-да сулы ерітіндідегі эмульсияның бутилді ксантогенат: Құмкөл кенорнындағы мұнай) және олардың концентрациясының беттік керілуінің тәуелділігі



1 - 4:1 (мұнай+БКс); 2 - 3:1 (мұнай+БКс); 3 - 2:1 (мұнай+БКс); 4 - 1:1(мұнай+БКс)

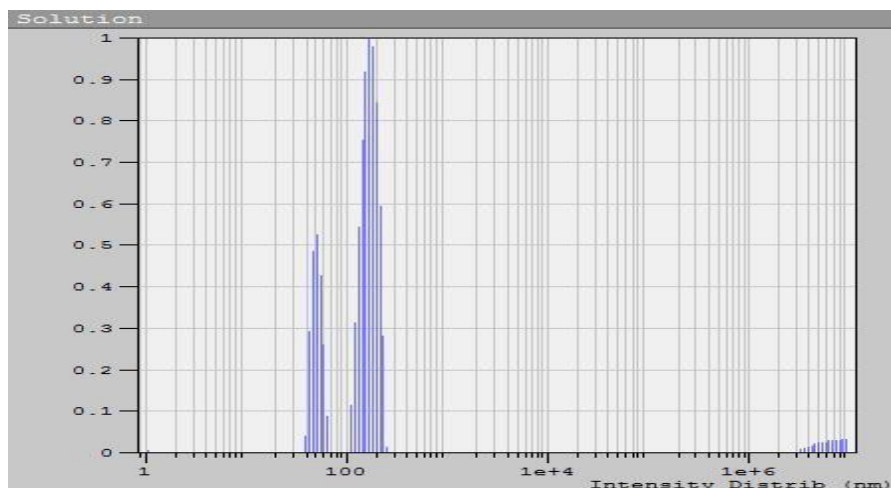
3 сурет – рН 8-да сулы ерітіндідегі эмульсияның бутилді ксантогенат: Құмкөл кенорнындағы мұнай) және олардың концентрациясының беттік керілуінің тәуелділігі



1 - 4:1 (мұнай+БКс); 2 - 3:1 (мұнай+БКс); 3 - 2:1 (мұнай+БКс); 4 - 1:1(мұнай+БКс)

4 сурет – рН 10-да сулы ерітіндідегі эмульсияның бутилді ксантогенат: Құмкөл кенорнындағы мұнай) және олардың концентрациясының беттік керілуінің тәуелділігі

Сонымен қатар, Құмкөл кенорнындағы мұнай және БКс эмульсиясының беттік керілуін өлшегендегі нәтижелермен, с-г шекаралығындағы анағұрлым беттің белсенділігі 3:1 қатынастағы түрлендірілген реагенттің эмульсиясы екендігі анықталды. Алынған эмульсиялар 1:1 (мұнай+БКс), 2:1 (мұнай+БКс), 3:1 (мұнай+БКс), 4:1 (мұнай+БКс) Photocor Compact түйіршік өлшейтін талдағышта зерттелінді (5 - сурет).



Peak Num	Area	Mean	Position	STD
1	0.243	108.4	106.1	6.380
2	0.405	168.8	167.1	31.21
3	0.461	6.8e+6	9.6e+6	1.8e+6

5 сурет – Жаңа флотореагенттердің түрлендірілген эмульсия түйіршіктерінің таралу гистограммасы 3:1 (мұнай + БКс) УЗДН-да (3 мин) дисперленген

Түйіршіктерінің таралу гистограммасының нәтижелері бойынша: 3 минут диспергирленгеннен кейін, эмульсиядағы түйіршіктердің ірілігінің орташа мөлшері 108,4-106,1 нм құрайды 24,3 %, 168,8-167,1 нм – 40,5 %. Қалған эмульсия бөлшектерінің мөлшері микронмен көрсетілген. Диспергирленген реагенттер түйіршігінің таралу гистограммасының келтірілген нәтижелері бойынша былай қорытындылауға болады, ультрадыбысты қондырғада реагентті диспергирлеу уақыты ұзарған сайын аполярлы реагенттердің эмульсиясындағы нанотамшылар саны жоғары дәрежеде болатындығы байқалды.

Құмкөл кенорнындағы мұнай және бутилді ксантогенат негізінен алынған түрлендірілген флотореагентті қолдана отырып, Жезқазған байыту фабрикасының (ЖБФ) мыс кендерін байытқандағы флотациялық қалдықтардың технологиялық сұлбасын және реагенттік режимін өңдеу жұмыстары жүргізілді.

Тазаланбаған мыс концентратын бөліп алу үшін, 1-негізгі, 2- тазалау және 1-бақылау операцияларынан тұрады және флотациялық тәжірибе жұмыстарының оңтайлы реагент уақыты анықталды.

Негізгі ЖБФ байытылған қалдықтардың флотациясына жинағыш ретінде – натрийлі бутил ксантогенаты, түрлендірілген реагент (мұнай+БКс) 2:1 және көбіктендіргіш ретінде - Т-80 реагенттерін екі бөліп берілді.

ЖБФ байытылған қалдықтардың флотациялық сұлбасымен тазаланбаған мыс өнімі алынды. Мыс флотациясына базалық аполярлы жинағыш мұнаймен салыстыра отырып, түрлендірілген флотореагенттің оңтайлы шығыны анықталып жүргізілді. Әрі қарай, түрлендірілген реагенттің құрамындағы мұнай және бутилді ксантогенаттың қатынастағы өзгерісінің мүмкіншілігімен зерттеу жұмыстары жүргізілді. БКс-тің мұнаймен 1:1, 1:2, 1:3, 1:4 қатынастары тексерілді. Зерттеу нәтижелері 1 кестеде келтірілген. Базалық реагенттерді қолдана отырып, Жезқазған байыту фабрикасында флотациялық қалдықтардың флотациялық технологиялық режимін өңдеу бойынша зерттеу жүргізілді.

1 кесте – Жезқазған мыс фабрикасында байытылған қалдықтардың флотациясына түрлендірілген реагент, бутилді ксантогенат пен мұнайдың әртүрлі қатынасын қолданғандағы нәтижелер

Өнімдердің аталуы	Шығым, %	Үлесі, %		Бөліп алу дәрежесі, %		Ескертпе
		Cu	Fe	Cu	Fe	
Тазаланб. Cu кон-т	0,97	8,4	13,1	76,02	3,49	Түрленд. жинағыш – 325 г/т мұнай : БКс = 1:1 Қатынасы
Екі арал. өнім 1	13,10	0,021	4,8	2,57	17,27	
Екі арал. өнім 2	2,80	0,1	5,1	2,61	3,92	
Екі арал. өнім 3	1,00	0,9	6,7	8,40	1,84	
Көб.бақыл. флот.	4,20	0,08	4,3	3,13	4,96	
Қалдық	77,93	0,01	3,2	7,27	68,51	
Бастап. қалдық	100	0,107	3,64	100	100	Түрленд. жинағыш – 325 г/т мұнай : БКс = 2:1 Қатынасы
Тазаланб. Cu кон-т	0,94	8,7	14,2	76,59	3,57	
Екі арал. өнім 1	12,56	0,02	5,1	2,35	17,15	
Екі арал. өнім 2	2,70	0,09	4,8	2,28	3,47	
Екі арал. өнім 3	1,00	0,95	6,9	8,90	1,85	
Көб.бақыл. флот.	3,80	0,07	4,1	2,49	4,17	
Қалдық	79,00	0,01	3,3	7,40	69,79	БКс – 175 г/т Керосин – 0 г/т
Бастап. қалдық	100	0,107	3,74	100	100	
Тазаланб. Cu кон-т	0,86	7,9	10,1	68,65	2,31	
Екі арал. өнім 1	14,5	0,025	3,95	3,66	15,26	
Екі арал. өнім 2	3,41	0,065	5,4	2,24	4,91	
Екі арал. өнім 3	0,97	0,72	7,2	7,06	1,86	
Көб.бақыл. флот.	8,45	0,037	4,7	3,16	10,58	
Қалдық	71,81	0,021	3,4	15,24	65,07	
Бастап. қалдық	100	0,099	3,752	100	100	

Сонымен қатар, тазаланбаған мыс концентраты алынды, ондағы мыстың үлесі 8,7 % болғанда, оның бөлініп шығуы 76,59 % құрады. Базалық режиммен салыстыра отырып, түрлендірілген реагентті қолданғанда тазаланбаған мыс концентратының сапасы 7,9 % дан 8,7% дейін жоғарылады, және мыстың бөлініп шығуы 68,65-тен 76,59 %-ға дейін - 7,94 % өсті. Сонымен қатар, дәстүрлі реагенттермен қатар отандық аполярлы реагенттерді қолдану арқылы технологиялық жақсы көрсеткіштерге жетуге болатыны жұмыста көрсетілді. Алынған мәліметтер берілген технологияны байытылған мыс қалдықтары көп мөлшерде жинақталған тау - кен байыту мекемелерінде қолдану үшін толық негіз бола алады.

Әдебиеттер

- 1 Көшербаев Қ.Т. «Кен байыту негіздері», Алматы, 1998.
- 2 Абрамов А.А. Флотациялық байыту әдістері. – М.: Недра, 1984.
- 3 Абрамов А.А. Собрание сочинений: Т.7: Флотация. Реагенты-собиратели: Учебное пособие. – М.: Горная книга, 2012. – 656 с.

Поведение золота при гравитационном обогащении окисленных и первичных руд одного из месторождения Казахстана

Сурымбаев Б.Н.^{1,2}, Болотова Л.С.¹, Байконурова А.О.²

(¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан,

²Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан)

В данной статье рассмотрены показатели гравитационного обогащения окисленных и первичных руд одного из месторождения Казахстана. Было изучено поведение золота при гравитационном обогащении для разнохарактерных проб. Получены результаты пробирного, химического и минералогического анализов проб и проведены тесты по гравитационному обогащению проб на двух разных типа аппаратах.

Ключевые слова: золото, свободное золото, гравитационное обогащение.

Разделение смеси минеральных зерен гравитационными методами основано на различии скорости и характера их движения в среде под действием силы тяжести и силы сопротивления среды, в соответствии с различием плотностей и крупности минеральных частиц [1].

Гравитационное обогащение весьма широко применяют как на отечественных, так и на зарубежных золотоизвлекательных фабриках [2, 3]. Главным образом его используют для выведения из руды крупных зерен свободного золота, золотосодержащих сульфидов и теллуридов, а также золота «в рубашке», которые другими процессами, как правило, извлекаются неудовлетворительно. Поэтому предварительное выделение его гравитационным обогащением в начале технологического процесса позволяет снизить потери золота с отвальными хвостами и выделить часть его в виде быстро реализуемого золотосодержащего концентрата [4, 5].

В данной статье рассмотрены показатели гравитационного обогащения окисленной и первичной руды одного из месторождения Казахстана.

В таблице 1 приведены результаты пробирных анализов.

Таблица 1 – Результаты пробирно-гравиметрического анализа проб

Определение	Содержание в пробах, г/т			
	проба №1 (окисленная)		проба №2 (первичная)	
	Au	Ag	Au	Ag
1	1,26	1,68	4,02	1,50
2	1,32	1,70	3,10	2,14
3	1,90	—	2,22	—
4	1,68	—	1,60	—
среднее	1,54	1,69	2,735	1,82

По данным пробирного анализа в первичной пробе наблюдается большой диапазон в содержаниях золота в параллельных пробах, минимальное 1,60 г/т, максимальное 4,02 г/т. Это свидетельствует о наличии в руде относительно крупных золотинок, которые неравномерно распределены по массе руды. Содержание серебра в пробах не значительное, менее 3-х г/т, оно имеет подчиненное значение.

Результаты химических анализов проб руды приведены в таблице 2.

Таблица 2– Результаты химических анализов проб руды

Наименование элементов	Содержание, %	
	проба №1 (окисленная)	проба №2 (первичная)
Медь	0,02	0,02
Никель	0,03	0,04
Кобальт	0,05	0,07
Цинк	0,02	0,01
Свинец	0,002	0,0004
Железо	6,51	4,60
Сурьма	0,0625	0,0565
Мышьяк	0,02	0,01
Оксид кремния	53,41	50,90
Оксид алюминия	17,72	14,05
Сера общая	0,02	1,32
Сера сульфатная	сл.	0,05
Сера сульфидная	сл.	1,27
Степень окисления S, %	100	3,8

Промышленно значимым компонентом является только золото. В обеих пробах содержание вредных примесей, как мышьяк и сурьма, невелико. Цветные металлы, вследствие их небольшого количества, не представляют промышленной ценности.

По количеству сульфидной серы проба №1 отнесена к убогосульфидному типу, по степени окисления серы к окисленному типу, а проба №2 по содержанию сульфидной серы отнесена к малосульфидному типу, по степени окисления серы к первичному типу руды.

Минеральный состав проб руды представлен в таблице 3.

Таблица 3 – Минеральный состав проб руд

Минералы	Содержание, %	
	проба №1 (окисленная)	проба №2 (сульфидная)
Рудные минералы		
Гетит, лимонит	7,0	–
Магнетит, гематит	2,3	3,5-4,0
Пирит	Зн.	2,5-3,0
Сфалерит	–	Зн.
Галенит	–	Зн.
Лейкоксен	–	1,0
Породообразующие минералы		
Монтмориллонит	48-49	–
Каолинит	25	–
Кварц	11-12	28-29
Амфибол	–	12-13
Хлорит	–	10
Альбит	–	14-15
Ортоклаз	2,0	8,0
Мусковит	2-3	6,0
Доломит	–	5-6

Из таблицы следует, что окисленная руда представлена гидроксидами железа, составляющими около 7%, магнетитом с гематитом ~ 2,3% и знаковыми значениями пирита. Из нерудных преобладают глинистые минералы, подчиненное значение имеют кварц, мусковит, полевой шпат. В первичной руде содержание пирита составляет около 3%, магнетита с гематитом – 4%, лейкоксена $\approx 1,0\%$.

По данным минералогии установлено, что золото, и в окисленной, и первичной руде находится в виде свободных крупных зерен, которые неравномерно распределены по массе руды.

Исследования гравитационной обогатимости окисленных и первичных проб выполнены на центробежном гравитационном аппарате и концентрационном столе.

Параметры гравитационного обогащения на лабораторном 3-х дюймовом концентрате Кнелсона (КС-MD 3) следующие: крупность измельченной руды 80 % класса -0,071 мм; содержание твердого в пульпе, подаваемой на гравитационное обогащение 33,3 % (Т : Ж = 1 : 2); расход флюидизационной воды 3,5 дм³/мин.; производительность концентрата по твердому 0,50-0,55 кг/мин.; центробежное ускорение 60 G; избыточное давление флюидизационной воды 100 кПа. Для определения гравитационной обогатимости использованы пробы массой 3 кг.

Результаты показателей гравитационного обогащения проб руды на центробежном аппарате приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты тестов по гравитационному обогащению проб руд

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
	г	%		
Проба №1 (окисленная)				
концентрат	77,8	2,60	14,13	22,08
хвосты	2917,7	97,40	1,33	77,92
руда	2995,5	100,00	1,66	100,00
Проба №2 (первичная)				
концентрат	99,8	3,35	66,03	66,54
хвосты	2881,5	96,65	1,15	33,46
руда	2981,3	100,00	3,32	100,00

По данным минералогического анализа, основными породообразующими минералами в пробе №1 являются монтмориллонит и каолинит. Монтмориллонит способен образовывать с водой пластичные студенистые массы, при этом, разбухая, может увеличиваться в объеме в 2-3 раза, тем самым ухудшая процесс гравитации. Минерал каолинит также может отрицательно влиять на процесс гравитационного обогащения, так как он входит в состав глин и глинистых сланцев.

Несмотря на то, что окисленная проба представлена в большей части глинистой составляющей (50 % монтмориллонита), гравитационное обогащение этих проб прошло достаточно эффективно. Извлечение золота в концентрат Нельсона из окисленных проб составило 22,08 %, степень обогащения ~ 8,5, что для таких бедных по содержанию золота глинистых руд является вполне приемлемым показателем. Это объясняется тем, что золото в руде находится в основном в свободном виде и оно достаточно эффективно переходит в гравеоцентрат. Это подтверждается данными минералогического изучения гравеоцентрата, в котором было обнаружено золото в виде свободных зерен крупностью 0,015х0,05 мм (рисунок 1).

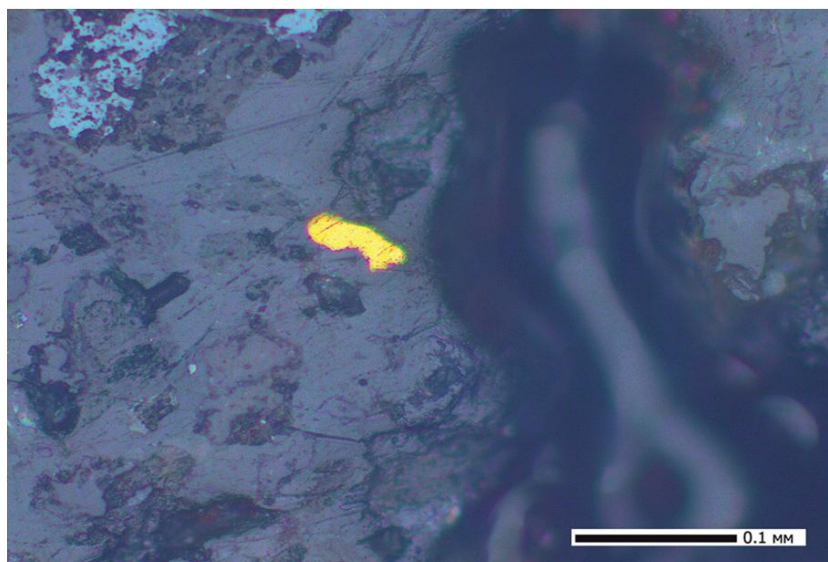


Рисунок 1 – Проба №1. Свободное зерно золота (в центре) и гидроксиды железа в гравитационном концентрате. Ув. 200

Гравитационная обогатимость первичной пробы существенно выше, чем окисленной. Наиболее высокие показатели по гравитации пробы №2 можно объяснить более высоким содержанием золота в исходной руде и большим количеством достаточно крупных свободных золотин.

Для первичной пробы №2 в гравиоконцентрат извлекается в первую очередь свободное золото, затем те сульфидные минералы, с которыми может быть ассоциировано золото (пирит, галенит). Свободное золото, обнаруженное в тяжелой фракции гравиоконцентрата, имеет размер до 0,07 мм. По трещинкам и в интерстициях в пирите отмечается довольно крупное золото (рисунок 2), иногда в ассоциации с галенитом. Наблюдаются включения золота в кварце с размером зерен 0,015x0,035; 0,015x0,05 мм (рисунок 3).

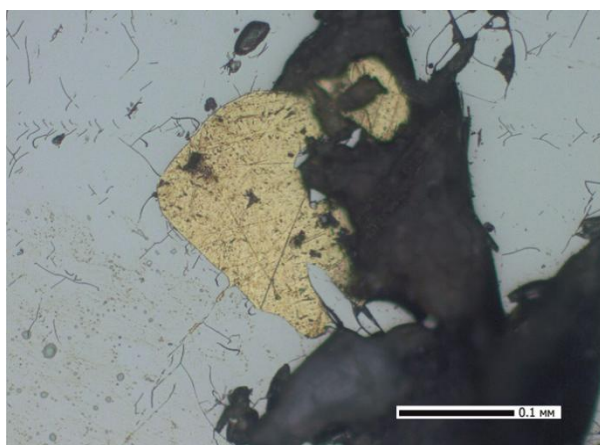


Рисунок 2 – Проба №2. Золото в трещиноватом пирите в порфировой породе среднего состава. Ув. 200 (размер зерен 0,015x0,05 мм)



Рисунок 3 – Проба №2. Свободное золото в кварце. Ув. 200 (размер зерен 0,015x0,035 мм)

Условия проведения гравитационного обогащения на концентрационном столе следующие: стол лабораторный СКЛ-2 с площадью поверхности деки 0,1 м², число качаний деки в минуту 250, длина хода деки 6 мм, угол наклона деки 5°, расход воды 20

дм³/кг руды, производительность 12-15 кг/ч. Результаты тестов по гравитации на концентрационном столе приведены в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты гравитации на концентрационном столе

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
	г	%		
Проба №1 (окисленная)				
концентрат	82,8	2,76	9,33	16,07
промпродукт	94,2	3,14	4,53	8,88
хвосты	2819,7	94,09	1,28	75,05
руда	2996,7	100,00	1,60	100,00
Проба №2 (первичная)				
концентрат	73,7	2,47	51,40	40,90
промпродукт	89,6	3,00	17,88	17,30
хвосты	2825,6	94,54	1,37	41,80
руда	2988,9	100,00	3,10	100,00

Показатели по гравитационному обогащению руды на концентрационном столе хуже, чем на концентраторе Нельсона, так как концентрационный стол плохо улавливает мелкое золото. Концентраты по содержанию золота получены беднее, извлечение золота в концентраты также пониженное.

Для данной руды лучше использовать в качестве гравитационного оборудования центробежный концентратор Нельсона, который позволяет эффективно извлекать свободное золото и ассоциированное с сульфидами.

На основании полученных результатов можно сделать следующие заключения по поведению золота при гравитационном обогащении окисленной и первичной руды.

В первую очередь в гравитационный концентрат переходит свободное золото, которое присутствует в обоих типах руд. Из первичной руды в гравеоцентрат переходят те сульфидные минералы, с которыми ассоциировано золото (пирит, галенит).

Присутствие глинистых минералов в окисленной руде ухудшает процесс извлечения золота в концентрат, но наличие свободного золота в окисленной пробе позволило получить достаточно хорошие показатели.

Степень перехода золота в гравеоцентрат, прежде всего, зависит от наличия тех или иных минералов в руде и их удельного веса. В первую очередь в гравитационный концентрат переходит свободное золото, пирит и галенит (при его наличии), как несущие ассоциированное с ними золото.

Источники

- 1 Адамов Э.В. Технология руд цветных металлов. – Москва, 2007. – С. 233-234
- 2 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – М.: Руда и Металлы, 2013. – С. 290-295
- 3 Sprake C., McAlister S. // Proc. 35th Ann. Meet. Canad. Miner. Processors. Ottawa, Canada, 1992. Jan. – P.20
- 4 Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В., Борбат В.Ф., Никитин М.В., Стрижко Л.С. Металлургия благородных металлов. – М., 1987. – С. 43-44
- 5 Chryssolis S., McMullen J. Developments in mineral processing. Ed. M.Adams. / Elsevier. Amsterdam, 2005. – P. 21-67

Рафинирование черновой сурьмы соединениями фосфора

Сыдыков А.О., Мазулевский Е.А., Ковзаленко Т.В., Бердикулова Ф.А.

*(РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья РК»,
г. Алматы, Казахстан)*

Изучен процесс огневого рафинирования черновой сурьмы от свинца, олова, железа и мышьяка соединениями фосфора. Найдены оптимальные условия получения рафинированной сурьмы высших марок.

Ключевые слова: рафинирование, черновая сурьма, рафинировочный флюс.

Традиционные способы рафинирования черновой сурьмы включают несколько стадий [1–2]:

- а) Огневое рафинирование от мышьяка содой, щелочью или их смесями.
- б) Огневое рафинирование от железа сульфатом натрия.
- в) Рафинирование от свинца электролизом.

Нами опробованы способы огневого рафинирования черновой сурьмы с применением Na_2CO_3 , NaOH , Na_2SO_4 , NaCl , KCl , CaCl_2 и элементарной серы в различных сочетаниях. В результате, не применяя электролиз, получена сурьмы марки Cu0 [3].

Китайскими учеными [4] исследовано рафинирование черновой сурьмы от свинца смесями пентаоксида фосфора с содой при соотношении последних от 1:1,2 до 3,5:1 при расходе смесей 5 – 25 % от массы черновой сурьмы, температуре 700 – 950 °С и длительности 15 – 90 минут. Лучшие результаты получены при соотношении $\text{P}_2\text{O}_5/\text{Na}_2\text{CO}_3=3:1$, расходе рафинировочной смеси 20 – 25 %, температуре 800 °С и длительности 50 минут. В этих условиях концентрация свинца в сурьме снизилась с 4 до 0,015 %. Авторы указывают, что концентрация железа в сурьме снизилась с 0,089 до 0,0053 %, мышьяка с 0,01 до 0,0065 %, содержание меди осталось без изменений (0,31 %).

В публикации не приводятся сведения о поведении олова, которого, видимо, не было в черновой сурьме авторов статьи, но которое присутствует в исследуемых нами материалах – продуктах щелочного рафинирования черного свинца и в полученной из них черновой сурьме. Кроме того содержание основных примесей в нашем материале отличается от такового в черновой сурьме исследователей [4] и составляет, %: Pb до 3,63; Sn до 1,86; As до 0,45; Fe до 0,65.

Недостаток опубликованного в [4] способа – использование пентоксида фосфора, который чрезвычайно гигроскопичен (является сильнейшим осушителем газовоздушных смесей), в связи с чем работать с ним очень сложно.

Цель исследования – оптимизация процесса огневого рафинирования черновой сурьмы, полученной из промпродуктов щелочного рафинирования черного свинца, с применением различных фосфор содержащих соединений, дешевых и удобных в практике.

Эксперименты по рафинированию проводили в шахтной печи с карбидокремневыми нагревателями в алундовых тиглях с массой черновой сурьмы от 30 до 150 граммов. Температуру измеряли хромель – алюмелевыми термопарами. Анализ исходных и полученных веществ выполняли в аттестованной физико – аналитической лаборатории РГП «НЦ КИМС РК» атомно – абсорбционным методом на приборе 240 FSAA.

На первом этапе нами проведены эксперименты по рафинированию черновой сурьмы пентоксидом фосфора с содой (таблица 1). Во всех экспериментах расход Na_2CO_3 и P_2O_5 составлял соответственно 5 и 15 % от массы черновой сурьмы. Длительность рафинирования – 20 минут.

**Таблица 1 – Результаты рафинирования черновой сурьмы
пентоксидом фосфора с содой**

№	Температура, °C	Выход металла, %	Сплав	Содержание, %				
				Sb	Pb	Sn	As	Fe
1	800	61,00	Исходн.	96,58	3,19	0,044	0,066	0,020
			Рафинир.	99,55	0,19	0,028	0,066	0,011
2	800	62,09	Исходн.	96,67	3,03	0,085	0,001	0,016
			Рафинир.	99,80	0,16	0,028	0,001	0,014
3	800	67,33	Исходн.	94,95	1,92	1,99	0,39	0,68
			Рафинир.	99,15	0,16	0,038	0,40	0,011
4	800	78,0	Исходн.	95,60	2,03	1,27	0,34	0,74
			Рафинир.	99,79	0,15	0,047	0,33	0,013
5	800	83,5	Исходн.	95,54	3,00	0,80	0,001	0,55
			Рафинир.	99,79	0,058	0,030	0,001	0,014
6	805	84,36	Исходн.	95,60	2,03	1,27	0,34	0,74
			Рафинир.	99,38	0,081	0,048	0,35	0,017

Таким образом при использовании в качестве рафинировочных флюсов смеси соды и пентоксида фосфора в соотношении 1:3, суммарном расходе 20 % от массы металла, длительности 20 минут и температуре 800 °C содержание основных примесей можно снизить, %: Pb с 3,19 до 0,19; Sn с 1,99 до 0,038; Fe с 0,74 до 0,013, что по этим примесям соответствует сурьме марки Су0. Содержание мышьяка по нашим данным, в отличие от опубликованных в [4], не изменяется. При двухкратном рафинировании удается уменьшить концентрацию основных примесей в рафинированной сурьме до следующих значений, %: Pb 0,005; Sn 0,021; Fe 0,010. Повторное рафинирование для получения жидкого шлака требует более высокой температуры (900-910 °C). Извлечение сурьмы в рафинированную при однократной очистке достигает 84,36 %, а при двухкратной – 66,13-69,18 %. Во всех опытах концентрация сурьмы в шлаках довольно высокая и составляет от 29,93 до 55,69 %. Выход шлаков – 29,75-55,69 % от массы исходной сурьмы. При этом растворимость шлаков при их дальнейшей гидрометаллургической переработке не высока.

Весьма существенный недостаток выше описанной рафинировочной смеси заключается в том, что пентаоксид фосфора – очень гигроскопичное вещество, что приведет к значительным сложностям в его практическом применении. В связи с этим в дальнейшем нами испытаны другие содержащие фосфор соединения.

На втором этапе в качестве рафинировочного флюса нами использована смесь не дорогого и весьма доступного аммофоса $(\text{NH}_4)_2\text{HPO}_4$ с содой при различных соотношениях и расходах. Результаты исследований приведены в таблице 2. Исходные сплавы имели следующее содержание сурьмы и примесей, %: Sb 95,10 – 97,60; Pb 2,03 – 2,51; Sn 0,68 – 1,31; As 0,001 – 0,34; Fe 0,42 – 0,86. Колебания концентрации примесей в указанных пределах практически не влияли на степень очистки черновой сурьмы, в большей мере влияли другие параметры, предоставленные в таблице 2. Длительность процесса рафинирования составляла 20 минут.

Из рассмотрения таблицы 2 вытекают следующие выводы:

- рафинирование смесью аммофос + сода можно осуществлять при температуре 680 – 760 °C, что снижает выделение сурьмы в газовую фазу;
- концентрация мышьяка в сурьме при рафинировании не снижается, следовательно, мышьяк из сурьмы должен быть удален на предыдущей стадии или после рафинирования аммофосно – содовой смесью;

– в наилучших условиях (опыты 9 – 14) концентрация в сурьме Pb, Sn, Fe снизилась соответственно до 0,004 %; 0,006 %; 0,007 %, а содержание сурьмы в рафинированной достигало 99,80 – 99,97 %, что соответствует марке Су00;

– извлечение сурьмы в рафинированную в близких к оптимальным условиям составляло 83,3 – 89,4 %;

– при рафинировании сурьмы аммофосом с содой содержание Sb в шлаках меньше, чем при использовании $(P_2O_5 + Na_2CO_3)$: (13,38 – 27,50 % против 29,93 – 55,69 %);

– флюс $((NH_4)_2HPO_4 + Na_2CO_3)$ не гигроскопичен, что очень важно для практического применения;

– недостатком данного варианта рафинирования является выделение аммиака при разложении $(NH_4)_2HPO_4$, что требует в промышленных условиях хорошей системы газоочистки.

Таблица 2 - Рафинирование сурьмы аммофосом с содой

№	Расход флюса, %	$(NH_4)_2HPO_4$	t, °C	Выход сплава, %	Sb в шлаке, %	Содержание в сплаве, %				
		Na_2CO_3				Sb	Pb	Sn	As	Fe
1	32,5	6,2	803	78,50	38,36	99,70	0,093	0,009	0,108	0,015
2	33,6	5,0	804	76,00	37,48	99,76	0,092	0,001	0,120	0,034
3	35,0	6,0	800	73,33	22,23	99,29	0,090	0,043	0,450	0,013
4	31,5	6,7	845	80,50	34,21	99,78	0,075	0,021	0,120	0,009
5	34,0	7,5	726	80,07	17,00	99,72	0,073	0,032	0,150	0,016
6	28,0	6,0	743	85,67	21,49	99,70	0,070	0,029	0,150	0,012
7	36,0	5,0	714	83,07	19,87	99,73	0,062	0,036	0,150	0,017
8	40,0	3,0	693	87,90	22,90	99,91	0,052	0,017	0,001	0,014
9	40,0	3,0	680	89,40	13,38	99,80	0,030	0,014	0,144	0,004
10	33,0	7,3	726	87,13	19,64	99,80	0,027	0,021	0,140	0,009
11	33,0	10,0	800	83,30	26,62	99,80	0,021	0,017	0,153	0,007
12	33,0	7,3	761	89,00	22,46	99,96	0,012	0,012	0,001	0,010
13	44,0	10,0	734	83,60	27,50	99,98	0,004	0,006	0,001	0,007
14	37,4	10,0	746	86,40	25,19	99,97	0,008	0,007	0,001	0,008

Из экспериментальных данных (таблица 2) следует, что большое значение в процессе рафинирования аммофосом с содой имеют образовавшиеся при нагревании из флюсов P_2O_5 и Na_2O . При этом наиболее эффективно процесс очистки идет при соотношении P_2O_5 / Na_2O от 2,76 до 9,19 и суммарном расходе флюсов 33 – 44 % (опыты 9–14).

Для практического использования флюсов в многотоннажном производстве большое значение имеет комплекс параметров: эффективность и расход флюсов, доступность и стоимость их, практичность использования.

В связи с этим в дальнейшем нами опробованы в качестве рафинировочных агентов смеси из 88 %-ной ортофосфорной кислоты и гипофосфита натрия NaH_2PO_2 , гидрофосфата натрия $Na_2HPO_4 \cdot 12H_2O$, дигидрофосфата натрия NaH_2PO_4 , калиевой и натриевой щелочей, соды и предварительно приготовленных из этих реагентов плавок (флюсов).

В последующих экспериментах использовали черновую сурьму, содержащую, %: Sb 94,2 – 98,74; Pb 2,05 – 3,38; Sn 0,043 – 0,58; As 0,001 – 0,06; Fe 0,036 – 0,043. Как и при рафинировании аммофосом с содой колебания концентрации примесей в указанных пределах практически не влияли на содержание их в рафинированной сурьме. При этом для получения сурьмы марки Су00 отношение P_2O_5 / Na_2O в рафинировочной смеси должно быть равно 6 или выше.

С целью удешевления рафинировочных реагентов проведены эксперименты с применением ортофосфорной кислоты с содой и натриевой или калиевой щелочами (таблица 3). Для удобства использования реагентов из них предварительно готовили плавы с $P_2O_5 / Na_2O = 6,0$, проводили реакцию нейтрализации, при которой выделялось большое количество H_2O или CO_2 , для удаления влаги плавы нагревали до $350\text{ }^{\circ}C$ и в результате получали слегка гигроскопичную массу.

Таблица 3 – Результаты рафинирования черновой сурьмы плавами ($H_3PO_4 + NaOH$, Na_2CO_3 , KOH) длительностью 20 минут при $735\text{ }^{\circ}C$

№	Флюс		Расход флюса, %	Выход сплава, %	Sb в шлаке, %	Содержание в рафинированном металле, %			
						Sb	Pb	Sn	Fe
1	H_3PO_4	NaOH	35,00	87,71	10,40	99,46	0,330	<0,001	0,018
2	H_3PO_4	NaOH	50,00	91,33	9,11	99,96	0,011	0,004	0,016
3	H_3PO_4	Na_2CO_3	60,00	83,63	11,05	99,95	0,009	<0,001	0,009
4	H_3PO_4	NaOH	60,00	86,14	14,40	99,95	0,005	0,004	0,009
5	H_3PO_4	KOH	59,89	88,30	12,10	99,96	0,003	<0,001	0,010
6	H_3PO_4	$Na_2HPO_4 \cdot 12H_2O$	30,0	91,30	13,48	99,96	0,022	0,026	0,007
7	H_3PO_4	$Na_2HPO_4 \cdot 12H_2O$	44,9	93,30	6,86	99,94	0,047	0,003	0,005
8	H_3PO_4	$Na_2HPO_4 \cdot 12H_2O$	47,8	88,50	14,27	99,91	0,058	0,027	0,008
9	H_3PO_4	$Na_2HPO_4 \cdot 12H_2O$	50,0	85,70	17,73	99,93	0,005	0,047	0,014
10	H_3PO_4	$Na_2HPO_4 \cdot 12H_2O$	70,0	89,40	12,52	99,94	0,004	0,035	0,017

Получены удовлетворительные результаты при расходе плавов до 70 % от массы черновой сурьмы. При этом, как и при обработке сурьмы аммофосом с содой, мышьяк из сплава не удаляется, в связи с чем в таблицах концентрация As в сурьме не приводится.

Недостаток плавов – использование реагента с неблагоприятным соотношением в нем натрия и фосфора.

Для устранения этого недостатка проведены эксперименты с использованием плавов на основе дигидрофосфата натрия NaH_2PO_4 и ортофосфорной кислоты, приготовленных аналогично выше описанным (таблица 4). Соотношение кислоты к дигидрофосфату составляло 0,91-1,16.

Таблица 4 – Рафинирование черновой сурьмы плавами из $NaH_2PO_4 + H_3PO_4$

№	Расход плава, %	P_2O_5 / Na_2O	Выход сплава, %	Sb в шлаке, %	Содержание в сплаве, %			
					Sb	Pb	Sn	Fe
1	39,76	5,20	91,30	8,55	99,93	0,026	0,017	0,023
2	52,12	5,20	82,65	18,80	99,96	0,012	0,005	0,009
3	50,00	5,39	86,66	15,09	99,97	0,016	0,001	0,013
4	60,00	5,69	85,18	16,23	99,97	0,016	0,001	0,011
5	60,67	5,38	83,33	18,41	99,97	0,009	0,007	0,009
6	70,29	6,00	79,70	19,68	99,99	0,002	0,001	0,007
7	69,25	5,93	83,50	16,55	99,97	0,008	0,006	0,010
8	64,97	5,92	85,02	14,32	99,95	0,013	0,020	0,008

Примечание: В опытах №7 и №8 использованы плавы, приготовленные из ортофосфорной кислоты и дигидрофосфата с гидрофосфатом.

Получены хорошие результаты по рафинированию сурьмы от свинца, олова и железа. Для практического применения оптимальным был бы порошкообразный флюс, готовый к применению. В связи с этим проведены эксперименты с использованием гексаметафосфата натрия $(\text{NaPO}_3)_6$, триполифосфата натрия $\text{Na}_6\text{P}_3\text{O}_{10}$ и их смесей (таблица 5). Длительность рафинирования 20 минут, температура 735°C .

Таблица 5 – Рафинирование черновой сурьмы гексаметафосфатом (ГМФ), триполифосфатом (ТПФ) натрия и добавкой аммофоса $(\text{NH}_4)_2\text{HPO}_4$

№	Расход флюса, %		P_2O_5 / Na_2O	Выход сплава, %	Sb в шлаке, %	Содержание в сплаве, %			
	ГМФ	ТПФ				Sb	Pb	Sn	Fe
1	-	60	1,15	82,00	16,64	98,93	1,020	0,032	0,014
2	42	-	2,29	91,42	5,27	98,94	1,000	0,046	0,007
3	50	-	2,29	86,50	13,55	99,60	0,150	0,012	0,014
4	50	30	1,74	81,00	10,86	99,80	0,150	0,012	0,014
5	40	20	1,78	81,48	14,61	99,88	0,110	0,001	0,012
6	60	-	2,29	86,50	13,20	99,93	0,040	0,001	0,022
7	34	30*	3,85	90,00	10,88	99,93	0,064	0,001	0,011
8	40	20*	3,18	80,00	14,00	99,93	0,022	0,008	0,009
Примечание: * эксперименты, где вместо триполифосфата использован аммофос									

Флюс на основе гексаметафосфата натрия и смесей его с триполифосфатом натрия или аммофосом удобен в использовании и пригоден для отдельных случаев рафинирования, когда необходима глубокая очистка сурьмы от олова, менее глубокая от железа и допускающая содержание свинца в сурьме до 0,2%.

Полученные в лабораторных условиях результаты опробованы в укрупненно-лабораторном масштабе в поворотной печи с навесками черновой сурьмы до 600 граммов по 5 параллельных опытов. Исходная черновая сурьма содержала основных примесей, %: Pb 1,18-2,01; Sn 0,34-0,49; Fe 0,12-0,24; As 0,001-0,016. Усредненные результаты приведены в таблице 6, где ГМФ – гексаметафосфат натрия, АМФ – аммофос. Плав №1 готовили при соотношении масс фосфорной кислоты и дигидрофосфата натрия $1.17 \text{ с } \text{P}_2\text{O}_5 / \text{Na}_2\text{O} = 6.0$, а плав №2 – при $M_{\text{к-ты}}/M_{\text{дгф}}=0.96 \text{ с } \text{P}_2\text{O}_5 / \text{Na}_2\text{O} = 5.38$

Таблица 6 – Условия и результаты укрупненно-лабораторных испытаний рафинирования черновой сурьмы

№ П.п.	флюс	Расход флюса, %	t, °C	Извлечение Sb в раф. метал, %	Содержание примесей, %		
					Pb	Sn	Fe
1	ГМФ	70	900	92,65	>0,1	0,044	0,01
2	ГМФ+АМФ	70	900	82,76	0,048	0,09	0,009
3	АМФ+сода	44	850	88,52	0,003	0,01	0,01
4	Плав №1	68	850	81,32	0,005	0,002	0,008
5	Плав №2	55	820	86,28	0,003	0,002	0,009

Выводы

1. Рафинирование черновой сурьмы от мышьяка соединениями фосфора не происходит, в связи с чем мышьяк должен быть удален на предыдущих операциях.

2. Укрупненно-лабораторными испытаниями в основном подтверждены лабораторные исследования. При этом наиболее эффективными по сумме важнейших показателей является аммофос с содой и плавы на основе дигидрофосфата натрия и фосфорной кислоты.

3. Расход флюсов составляет 44-70% температура рафинирования 820-900⁰С, извлечение сурьмы в рафинированную 81,32-88,52 %, содержание сурьмы в рафинированной до 99,96-99,97% концентрация основных примесей, %: Pb до 0,003-0,005; Sn до 0,002; Fe до 0,008-0,009.

4. На выбор рафинирующих агентов при использовании их в более крупных масштабах окажут влияние несколько параметров, например, расход флюса, эффективность его при рафинировании черновой сурьмы, доступность, стоимость и практичность.

Источники

- 1 Сурьма. Под ред. Мельникова С.М. – М.: Металлургия, 1977. – 416с.
- 2 Шиянов А.Г. Производство сурьмы. – М.: Металлургия, 1961. –176с.
- 3 Мазулевский Е.А., Сыдыков А.О., Бердикулова Ф.А., Сейтханов Б.А. и др. Огневое рафинирование черновой сурьмы // Вестник КазНТУ. – 2014, №5. – С. 320-324.
- 4 Wang Ying, Chen Shao-chun. Research on removal of lead from rough antimony during fire refining // Journal of Guangdong non-ferrous metals. – 2004, No. 2, Vol.14. – P. 111-113.

Эффективные композиционные реагенты - как основа для разработки технологических режимов флотации труднообогатимых полиметаллических и золотосодержащих руд

Тусупбаев Н.К., Бектурганов Н.С.

(АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)

Разработана технология получения экологически безопасных композиционных ксантогенатов, аэрофлотов и вспенивателей из сивушного масла для интенсификации флотационного обогащения сульфидных полиметаллических и золотосодержащих руд. В отличие от базовых собирателей, имеющие в своем составе нормальные углеводородные радикалы (нормальные бутиловые ксантогенаты и аэрофлоты) композиционные собиратели являются более эффективными за счет гидрофобного взаимодействия углеводородных радикалов нормального и – изостроения. Вспениватели, полученные из сивушных масел отличаются от своих аналогов типа Т-80 и Т-92 монослойным пенообразующим действием, т.е. образуют пузырьки пены приблизительного одинакового размера, способствующие эффективному захватыванию гидрофобизированных минеральных частиц. Результаты испытания показали, что применение указанных реагентов взамен базовых значительно интенсифицирует технологический процесс флотации руд цветных и благородных металлов.

Ключевые слова: сивушное масло, синтез, композиционный ксантогенат, композиционный аэрофлот, вспениватель.

В горно-обогатительной промышленности странах СНГ и Казахстана в качестве собирателей используются, в основном, бутиловый ксантогенат натрия или калия и бутиловый аэрофлот натрия или калия, а в качестве вспенивателей - Т-80, Т-92, МИБК. Эти реагенты в Казахстан завозятся из Китая и России.

В последнее время более эффективными являются модифицированные ксантогенаты и аэрофлоты. Эффективным модифицированным ксантогенатам и аэрофлотам относятся:

- а) физическая смесь ксантогенатов или аэрофлотов нормального и изостроения;
- б) использование ксантогенатов и аэрофлотов более длинными углеводородными радикалами, чем бутиловые ксантогенаты и аэрофлоты.

Нами для существенного удешевления и повышения эффективности реагентов при получении ксантогенатов и аэрофлотов в качестве исходного сырья было использовано специально подготовленное сивушное масло, являющиеся отходом спиртового производства. Очищенное сивушное масло по данным хроматографического анализа имеет пять спиртов (изопропиловый, изобутиловый, бутиловый, амиловый и изоамиловый) среди них содержание изоамилового спирта колеблется в пределах 50-65%. Поэтому полученные из него аэрофлоты, ксантогенаты и вспениватели можно называть композиционными реагентами, состоящие из смесей углеводородных радикалов нормального - и изостроения. Уникальность предлагаемых композиционных реагентов заключается в том, что они в отличие от своих аналогов являются дешевыми, экономически выгодными реагентами. Применение указанных реагентов взамен базовых значительно интенсифицирует технологический процесс флотации руд цветных и благородных металлов.

Разработана технология получения экологически безопасных композиционных ксантогенатов, аэрофлотов и вспенивателей из отходов спиртового производства для интенсификации флотационного обогащения сульфидных полиметаллических и золотосодержащих руд.

Наиболее распространенный способ получения композиционных ксантогенатов калия является взаимодействие спиртов с гидроокисью калия с последующей обработкой алкилалкоголятов сероуглеродом при мольном соотношении спиртов,

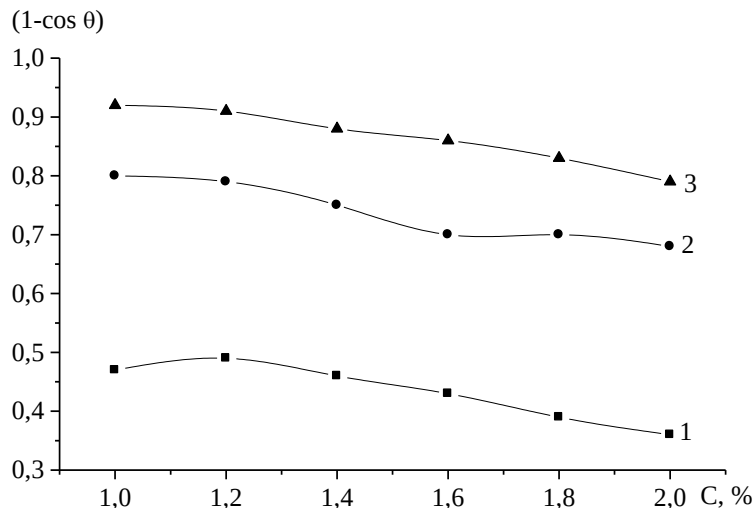
гидроокиси калия и сероуглерода 2:0,5:0,5 и их последующей кристаллизацией и отделением раствора. В качестве исходных реагентов использовали пропиловый, бутанол-1, изобутиловый, амиловый и изоамиловый спирты, а также едкий калий. Строение композиционных ксантогенатов установлено на основе анализа данных ИК спектроскопии. В этих спектрах наблюдаются интенсивные полосы характеристических валентных колебаний С-Н связей предельных углеводородов в области 2850 – 2990 см⁻¹, наличие интенсивной полосы поглощения связи функциональной группы С=S в области 1020 - 1230 см⁻¹ и валентные колебания С-S связи в области 460 – 625 см⁻¹.

Для оценки флотирующей способности композиционного ксантогената по сравнению базовым ксантогенатом нами проведены исследования по измерению краевого угла смачивания на современном приборе на гониометре ЛК-1 с программным управлением. Краевой угол смачивания использовали для определения величины флотируемости по формуле:

$$F = \sigma_{12}(1 - \cos \theta)$$

где, F - флотируемость или убыль свободной энергии в процессе прилипания; σ_{12} - поверхностное натяжение на границе фаз «вода-воздух»; $\cos \theta$ - косинус краевого угла смачивания. Для оценки флотационной активности собирателя достаточно построить зависимость величины $(1 - \cos \theta)$ - мера флотируемости от концентрации собирателей.

На рисунке 1 представлена зависимость флотируемость на примере халькопирита от концентрации сульфидрильных собирателей. Показано, что величина флотируемости на мономинералах при применении различных ксантогенатов сначала возрастает, а затем снижается.



1 - этиловый ксантогенат; 2 –бутиловый ксантогенат; 3-композиционный ксантогенат

Рисунок 1 – Зависимость флотируемости халькопирита от концентрации сульфидрильных собирателей при pH 10

Как видно из этого рисунка, наиболее сильным собирательным действием по отношению к халькопириту обладает композиционный ксантогенат.

Далее проводили исследования по флотации полиметаллической руды Артемьевского месторождения, где содержание основных компонентов составило, масс. %: меди – 1,3-1,7%; свинца – 2,3-2,8%; цинка – 6,9-7,2%.

Руда обогащалась по схеме коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата. Базовая схема включала в себе основную медно-свинцово-цинковую флотацию, контрольную флотацию и две перечистные операции. Результаты флотационных опытов представлены в таблице 1. При этом получили медно-свинцово-цинковый концентрат с содержанием меди – 6,9%, свинца – 11,2 % и цинка – 31,5 %. Извлечение меди в коллективном концентрате составило – 85,6 %, свинца – 85,5 %, цинка – 88,4 %.

Исследования по флотуемости руды проводилось в режиме открытого цикла. Исходная навеска составляла 1000 г. Изменение в реагентном режиме состоит в том, что в основную коллективную и контрольную флотации подавали композиционный ксантогенат. Результаты опытов приведены в таблице 2. Результаты флотационных опытов показали, что применение композиционного ксантогената позволяет уменьшить расход реагента на 10 г/т и увеличить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,6 - 4,5 % .

Таблица 1 – Флотация полиметаллической руды Артемьевского месторождения с использованием базового реагента

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Примечание
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Коллект. к-т	21,6	11,2	6,9	31,5	16,4	85,6	85,5	88,4	40,0	Бутиловый ксантогенат – 85 г/т
Пр. пр. 2	3,4	2,1	1,8	5,3	11,6	2,5	3,5	2,3	4,5	
Пр. пр. 1	4,5	1,4	1,2	4,9	13,1	2,2	3,1	2,9	6,7	
Пен. контр. 1	5,1	1,5	1,4	4,5	9,3	2,7	4,1	3,0	5,4	
Хвосты	65,4	0,3	0,1	0,4	5,9	6,9	3,8	3,4	43,6	
Исход. руда	100	2,8	1,7	7,7	8,9	100	100	100	100	

Таблица 2 – Флотация полиметаллической руды Артемьевского месторождения с использованием композиционного ксантогената

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Примечание
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Коллект. к-т	21,3	11,6	7,3	31,2	18,4	87,2	90,0	90,7	48,8	Композиционный ксантогенат – 75 г/т
Пр. пр. 2	2,9	2,1	1,4	7,1	7,2	2,1	2,3	2,8	2,6	
Пр. пр. 1	3,1	1,9	1,0	3,5	5,1	2,1	1,8	1,5	2,0	
Пен. контр. 1	2,2	1,4	1,4	3,9	9,7	1,1	1,8	1,2	2,7	
Хвосты	70,5	0,3	0,1	0,4	5,0	7,5	4,1	3,8	43,9	
Исход. руда	100	2,8	1,7	7,3	8,0	100	100	100	100	

Затем по прямой селективной схеме флотации коллективный концентрат подвергался разделению на медный, свинцовый и цинковый концентраты. Цикл медной флотации проводился после доизмельчения коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата при pH=8. Доизмельчение коллективного концентрата проводилось в пределах 85-98 % класса -0,074 мм. Схема включала в себе основную медную флотацию, контрольную флотацию и две перечистные операции. При этом получили медный концентрат с содержанием меди 26,9 %, при извлечении – 59,7 %. Расход пенообразователя Т-80 составлял 10 г/т (таблица 3).

Таблица 3 – Результаты прямой селективной флотации коллективного концентрата медно-свинцово-цинковой руды Артемьевского месторождения с использованием базового и композиционного ксантогенатов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Примечание
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Си конц-т	7,5	1,5	26,9	6,4	30,2	1,4	59,7	1,8	13,9	Базовый реагент-бутиловый ксантогенат 15 г/т
Пр. пр. Си 2	4,2	13,4	10,9	16,7	15,8	6,9	13,5	2,6	4,1	
Пр. пр. Си 1	5,3	20,6	6,4	24,1	9,7	13,3	10,0	4,8	3,2	
Пен. контр.Си	3,7	4,9	4,6	14,2	6,9	2,2	5,0	2,0	1,6	
Кам. прод. Си	79,3	7,9	0,5	30,1	15,9	76,3	11,7	88,9	77,3	
Коллект. к-т	100	8,2	3,4	26,9	16,3	100	100	100	100	
Си конц-т	7,9	1,5	28,5	4,9	33,6	1,4	66,3	1,5	16,7	Композиционный ксантогенат 10 г/т
Пр. пр. Си 2	3,4	10,3	13,4	7,3	14,3	4,2	13,4	1,0	3,1	
Пр. пр. Си 1	5,3	12,6	5,3	9,5	9,8	7,9	8,3	2,0	3,3	
Пен. контр.Си	4,2	10,9	5,9	8,9	11,3	5,4	7,3	1,5	3,0	
Кам. прод. Си	79,2	8,6	0,2	29,7	14,8	81,0	4,7	94,0	73,9	
Коллект. к-т	100	8,4	3,4	25,0	15,9	100	100	100	100	
Pb конц-т	13,9	55,8	0,2	4,9	2,5	85,1	13,4	2,3	2,2	Базовый реагент-бутиловый ксантогенат 15 г/т
Пр. пр. Pb 2	2,1	21,1	0,3	8,5	3,1	4,9	3,0	0,6	0,4	
Пр. пр. Pb 1	3,2	12,9	0,3	17,9	8,4	4,5	4,6	1,9	1,7	
Пен. пр. Pb фл.	2,9	3,9	0,3	7,4	4,9	1,2	4,2	0,7	0,9	
Камер. пр. Pb	77,9	0,5	0,2	36,1	19,1	4,3	74,8	94,5	94,8	
Камер. пр. Си	100	9,11	0,21	29,7	15,7	100	100	100	100	
Pb конц-т	14,1	56,1	0,2	4,2	2,0	90,1	14,8	2,0	1,9	Композиционный ксантогенат 15 г/т
Пр. пр. Pb 2	2,4	9,4	0,1	8,9	2,6	2,6	1,3	0,7	0,4	
Пр. пр. Pb 1	2,9	3,7	0,1	15,6	2,8	1,2	1,5	1,5	0,5	
Пен. пр. Pb фл.	3,7	4,1	0,1	6,6	2,1	1,7	1,9	0,8	0,5	
Камер. пр. Pb	76,9	0,5	0,2	36,9	19,1	4,4	80,5	95,0	96,7	
Камер. пр. Си	100	8,78	0,19	29,9	15,2	100	100	100	100	
Zn конц-т	53,2	0,7	0,1	52,9	1,9	54,8	53,2	78,9	6,1	Базовый реагент-бутиловый ксантогенат 25 г/т
Пр. пр. Zn 2	4,3	0,6	0,1	44,3	6,2	3,8	4,3	5,3	1,6	
Пр. пр. Zn 1	5,8	0,6	0,1	36,6	9,1	5,1	5,8	6,0	3,2	
Пен. пр. Zn фл.	4,9	0,5	0,1	36,8	8,2	3,6	4,9	5,1	2,4	
Fe конц-т	31,8	0,7	0,1	5,3	44,8	32,7	31,8	4,7	86,6	
Камер. пр. Pb	100	0,68	0,10	35,6	16,4	100	100	100	100	
Zn конц-т	55,3	0,6	0,1	54,5	1,9	55,6	55,3	83,5	6,2	Композиционный ксантогенат 20 г/т
Пр. пр. Zn 2	3,9	0,6	0,1	46,8	6,2	3,9	3,9	5,1	1,4	
Пр. пр. Zn 1	4,1	0,6	0,1	38,4	9,1	4,1	4,1	4,4	2,2	
Пен. пр. Zn фл.	3,2	0,5	0,1	36,3	8,2	2,7	3,2	3,2	1,5	
Fe конц-т	33,5	0,6	0,1	4,2	44,8	33,7	33,5	3,9	88,6	
Камер. пр. Pb	100	0,60	0,10	36,1	16,9	100	100	100	100	

Далее по прямой селективной схеме проведены исследования свинцовой флотации. Анализ полученных данных показал, что с применением базового бутилового ксантогената получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 55,8 % при извлечении 85,1 %. Цинковый цикл флотации проводился при pH 10,0-10,5 с использованием в качестве активатора цинковых минералов медного купороса. Получен цинковый концентрат с содержанием цинка 52,9 % при извлечении 78,9 %.

Применение композиционного ксантогената позволяет повысить извлечение меди в концентрат примерно на 5 %. В этом случае получен медный концентрат с

содержанием меди 28,5 % при извлечении 66,3 %, получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 56,1 % при извлечении 90,1 %, повышается извлечение свинца на 3-5 %. Получен цинковый концентрат с содержанием цинка 54,5 % при извлечении 83,5 %. Сравнительные результаты флотационных опытов представлены в таблице 3.

Таким образом, композиционный ксантогенат позволяет повысить степень извлечения меди, свинца и цинка в разноименные концентраты на 3-5 % и снизить расход реагента – собирателя на 10-15 %.

Механизм взаимодействия композиционного ксантогената с минералами меди и свинца заключается в следующем: он при адсорбции на поверхности минералов приводит к усилению гидрофобизации за счет перекрывания углеводородных радикалов нормального и изостроения. При этом улучшаются его селективные действия по отношению к сульфидным минералам.

Далее нами получен композиционный аэрофлот на основе смеси спиртов выделенной из осушенной спиртовой фракции сивушного масла. Отработан технологический регламент получения композиционного аэрофлота и выдана научно-техническая документация получения укрупненных образцов реагентов.

Большая флотационная активность композиционного аэрофлота по отношению к бутиловому аэрофлоту объясняется повышенным гидрофобизирующим действием, за счет большей длины углеводородного радикала, состоящего из спиртов нормального и изостроения, следовательно, меньшей растворимостью поверхностных соединений. Реагент также способствует уменьшению потерь тонких классов минералов за счет приобретенных новых свойств – способности к флокуляции. Это подтверждено флотационными испытаниями на золотосодержащих рудах.

На опытно-промышленной установке «ВНИИцветмет» были проведены испытания по флотации сульфидной золотосодержащей руды месторождения Секисовское с применением новых флотационных реагентов (вспенивателя – СВМ и собирателя – АЭРО), синтезированных в АО «ЦНЗМО», в ходе которых было переработано 4,02 т руды с содержанием Au – 1,1-1,2 г/т.

По результатам испытаний установлено:

- в базовом режиме с применением вспенивателя МИБК и собирателя бутилового ксантогената среднее извлечение золота в концентрат с содержанием 34,7 г/т составило ~ 81,4%;

- применение реагентов вспенивателя СВМ и собирателя АЭРО (композиционный аэрофлот АО «ЦНЗМО») совместно позволило при существенном снижении расхода реагентов (87% и 25% соответственно) получить концентрат со средним содержанием золота 38,07 г/т при извлечении ~ 83,5 %.

Проведены испытания по флотации золотосодержащей руды месторождения Бестобе с применением композиционного аэрофлота, полученного в лаборатории АО «ЦНЗМО». По результатам испытаний, в сравнении с действующим фабричным режимом, установлено, что при применении нового композиционного аэрофлота на руде «Шахта Новая» месторождения Бестобе содержание золота в концентрате увеличивается на 15,07 %, извлечение золота в концентрат увеличивается на 18,74 % при полном исключении из процесса флотации базовых реагентов – бутилового ксантогената калия и пенообразователя Т-92.

На золотоизвлекательной фабрике ТОО «ИНВЕСТ-РТ» проведены испытания по флотации сульфидной золотосодержащей руды месторождения «Карабулак» с применением нового модифицированного собирателя - аэрофлота, синтезированного АО «ЦНЗМО», в ходе которых переработано порядка 840 тонн руды, содержанием золота -1.0-1.12 г/т.

Вещественный состав руды месторождения «Карабулак» характеризуется следующим образом: валовое содержание сульфидов в рудах от 3 до 7%, из них от 4 до 6% приходится на пирит, 1-1,5% на арсенопирит, остальные рудные минералы. Из

нерудных минералов присутствуют кварц, слюдистые минералы, в т.ч. графитоид. Основные результаты работы по двум сравнительным режимам, приведены в таблице 4. По результатам промышленных испытаний установлено: в действующем базовом (фабричном) режиме с применением бутилового ксантогената калия и вспенивателя Т-66, среднее извлечение золота в концентрат с содержанием 22,0 г/т составило 76,7 %; при применении нового композиционного собирателя - аэрофлота извлечение золота составило 85,2 % при содержании в концентрате 24,3 г/т.

Таблица 4 – Результаты флотации золотосодержащих руд месторождения «Карабулак»

Наименование	Выход, %	Содержание, г/т	Извлечение, %	Реагентный режим
Флотационный концентрат	3,90	22,0	76,7	При действующем базовом (фабричном) реагентном режиме
Хвосты	96,10	0,27	23,3	
Исходная руда	100	1,12	100	
Флотационный концентрат	3,92	24,3	85,2	При применении в реагентном режиме нового композиционного собирателя-аэрофлота
Хвосты	96,08	0,17	14,8	
Исходная руда	100	1,12	100	

Применение нового модифицированного собирателя - аэрофлота позволило исключить из процесса флотации бутиловый ксантогенат калия и вспениватель Т-66, при этом повысив извлечение золота на 8,5 % и увеличить содержание золота в концентрате на 2,3 г/т.

На основе новой технологии в Казахстане предлагается организовать производство эффективных, нетоксичных и дешевых композиционных реагентов, применение которых при флотации руд позволит получать кондиционные концентраты цветных металлов (свинца, меди, цинка) и золота, улучшить экологическую ситуацию на территории горно-обогатительных предприятий.

Усовершенствование технологии переработки тонковкрапленных руд с применением турбулентной микрофлотации и нового пенообразователя

*Тусупбаев Н.К.¹, Рулев Н.Н.², Турысбеков Д.К.¹, Семушкина Л.В.¹,
Калдыбаева Ж.А.¹*

(¹АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан

²Научно-разработческая фирма «Турбофлотсервис», г. Киев, Украина)

Проведены работы по усовершенствованию технологии переработки тонковкрапленной руды Риддер-Сокольного месторождения с применением турбулентной микрофлотации и нового пенообразователя СВИМ. Показано, что совместное применение генератора водо-воздушной микроэмульсии и пенообразователя СВИМ позволяет повысить качество и извлечение полезных компонентов в коллективный концентрат и одновременно уменьшить время флотации по всем операциям на 25-30 %.

Ключевые слова: флотация, руда, извлечение, генератор водо-воздушной микроэмульсии, пенообразователь, концентрат.

Флотация представляет собой один из наиболее распространенных методов обогащения руд цветных, редких и благородных металлов. Вместе с тем, метод обладает определенными ограничениями, заключающимися в том, что с его помощью можно эффективно извлекать ценные минералы из исходного сырья, если размер частиц находится в довольно узком диапазоне: 30-70 мкм.

Поскольку в процессе измельчения исходного сырья (с целью раскрытия кристаллов ценного минерала) образуется большое количество частиц, размер которых существенно меньше 30-ти мкм, значительная часть ценного компонента теряется в хвостах обогащения. По мере истощения богатых месторождений и возникновения необходимости вовлечения в переработку бедных, тонковкрапленных руд, раскрытие которых требует очень тонкого измельчения, проблема флотации мелких шламовых частиц приобретает актуальное значение.

Хорошо известно, что эффективность флотационного процесса существенно снижается, когда размер флотируемых частиц становится менее 25 мкм [1-2]. Показано, что одним из решений этой проблемы может быть применение в процессе флотации пузырьков воздуха, размер которых не превышает 50 мкм [3]. Поскольку использование столь мелких пузырьков во флотационных машинах известных конструкций сопряжено с некоторыми технологическими трудностями, был разработан принципиально новый метод флотации ультрадисперсных минералов, получивший название «турбулентная микрофлотация» (ТМФ-обработка) [4, 5].

Исследования, проведенные еще в 60-х годах прошлого века, показали [6], что наличие в пульпе даже нескольких объемных процентов микропузырьков может существенно увеличить скорость флотационного процесса, осуществляемого в обычных пневмо-механических флотомашинах. Поскольку в современных флотационных машинах как импеллерного, так и колонного типов получение пузырьков менее 300 мкм практически невозможно, то для насыщения пульпы необходимым для ускорения флотации количеством микропузырьков можно использовать внешний источник ВВМЭ, применяемый при турбулентной микрофлотации. В результате можно реализовать т.н. «комбинированную микрофлотацию», в которой будут сочетаться как обычная, так и микрофлотация.

Результаты ранее проведенных лабораторных экспериментов по турбулентной микрофлотации угольных шламов и тонкодисперсного кварца [7-9], а также обратной комбинированной микрофлотации железорудного концентрата Полтавского ГОКа, свидетельствуют о высокой эффективности использования микропузырьков как

самостоятельно, так и в комбинации с обычными крупными пузырьками, генерируемыми в пневмомеханической флотомашине [10].

Важное значение для реализации как «турбулентной микрофлотации», так и «комбинированной микрофлотации» играет наличие подходящего источника микропузырьков. Фирмой «Турбофлотсервис» разработан промышленный генератор водовоздушной микроэмульсии (ГВВМЭ), в котором, в отличие от других устройств подобного назначения, не используются высокие давления, тонкие зазоры, кавитационные эффекты, вибрирующие элементы, химические реакции, взрывоопасные смеси и прочие элементы и технологии непригодные для практического использования. Кроме того, упомянутый генератор малогабаритен, автономен и может быть легко имплементирован в любую точку флотационной линии без существенных капитальных затрат. Комбинированная микрофлотация с использованием ГВВМЭ, разработанного фирмой «Турбофлотсервис», была апробирована в 2013-2014 гг. на «Полтавском» и «Ингулецком» ГОКах (Украина) в процессах обратной флотации магнетитового концентрата. Результаты испытаний показали, что даже незначительный расход микропузырьков (0,4-0,8 об. %) позволяет на 6-12% увеличить скорость флотационного процесса. Теоретический анализ полученных результатов и их экстраполяция на случай более высокого расхода микропузырьков показали, что замена основного потока воздуха через флотационные камеры потоком микропузырьков позволит на несколько процентов увеличить извлечение металла при сохранении требуемого качества концентрата. Кроме того, указанное увеличение извлечения металла может быть достигнуто одновременно с увеличением производительности флотационной линии на 20-30%.

Принципиальное отличие «турбулентной микрофлотации» (ТМФ-обработка) от обычной флотации состоит в том, что пузырьки воздуха, используемые в процессе, формируются вне обрабатываемой пульпы в виде концентрированной водо-воздушной микроэмульсии (ВВМЭ), которая затем смешивается с пульпой и пропускается по трубчатому статическому миксеру (флотореактору) в виде турбулентного потока. В результате такой обработки во флотореакторе осуществляется не только минерализация микропузырьков, но и их укрупнение за счет коалесценции и агрегирования в крупные флотокомплексы, содержащие тысячи исходных микропузырьков, что обеспечивает их быстрое отделение от пульпы седиментацией.

Для проведения исследований была использована технологическая проба руды Риддер-Сокольного месторождения в которой, по результатам химического анализа, содержание меди составило 0,15 %, свинца - 0,25 %, цинка 0,32 %, железа – 1,7 %. По результатам рентгенофазового анализа основную часть породообразующих минералов в исходной руде составляют кварц и алюмосиликаты.

Результаты дисперсионного анализа измельченной руды Риддер-Сокольного месторождения показывают, что большая часть полезных компонентов – 69,1 % меди, 64,53 % свинца, 73,13 % цинка сосредоточена во фракции 0-40 мкм.

Схема коллективной флотации руды Риддер-Сокольного месторождения включала в себя коллективную медно-свинцово-цинковую флотацию, контрольную флотацию и две перечистки коллективного концентрата. Схема коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения представлена на рисунке 1.

Оптимальными условиями базового режима являются: степень измельчения 99,7 % класса -0,040 мм, расход собирателя - 200 г/т, расход пенообразователя Т-92 - 22,5 г/т. В качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат и аэрофлот. При этом 60 % составляла доля бутилового ксантогената, а 40 % - доля аэрофлота.

По базовому режиму получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 3,4 % меди при извлечении 93,5 %; 3,8 % свинца при извлечении 88,3 %; 7,7 % цинка при извлечении 92,9 %; 20,3 % железа; 24,2 г/т золота при извлечении 84,8 %; 145,6 г/т серебра при извлечении 81,0 %.

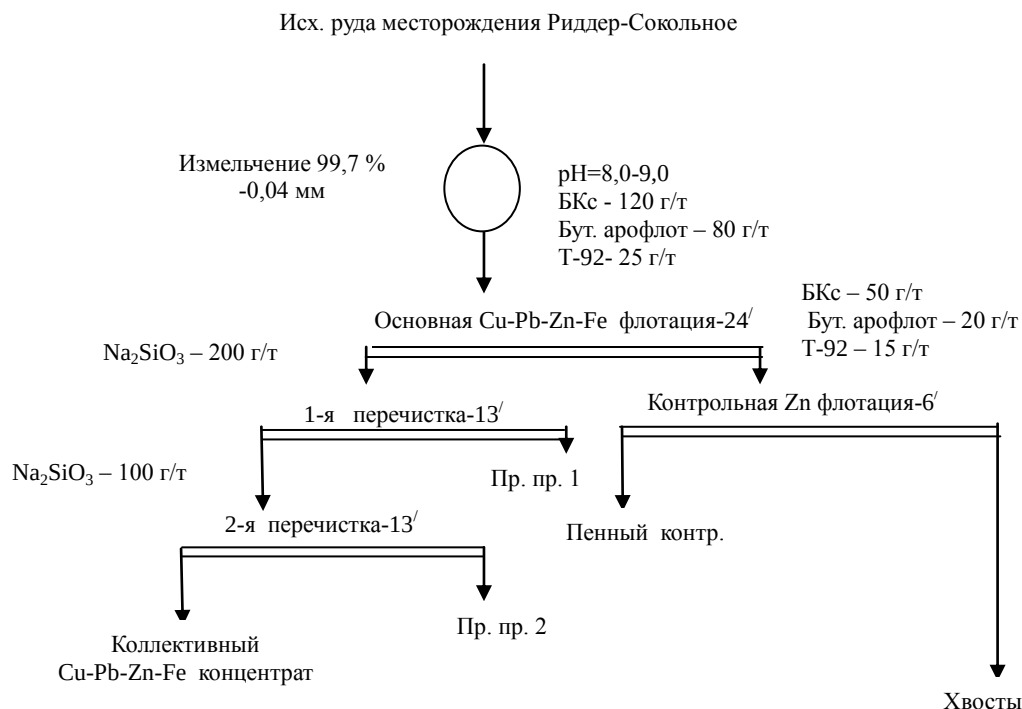


Рисунок 1 – Схема коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения

Отработан режим коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения с применением нового пенообразователя СВИМ, представляющего собой фракцию алифатических спиртов C_3-C_9 , выделенную из сивушных масел. Флотореагент-пенообразователь СВИМ синтезирован на основе казахстанского сырья - отхода спиртового производства – сивушного масла, обладает повышенной флотационной активностью.

Пенообразователь СВИМ имеет приятный запах, по токсичности равноценен широко применяемому спиртовому пенообразователю МИБК (метилизобутилкарбинол). В процессе флотации способствует образованию равномерно нагруженной пены, быстро разрушаемой в желобах, что значительно интенсифицирует процесс флотации, повышая показатели обогащения: высокую пенообразующую способность, селективность, прочность закрепления пузырьков воздуха на поверхности минеральных частиц.

Показано, что оптимальным расходом пенообразователя СВИМ является расход 17,5 г/т. При этом получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 3,7 % меди при извлечении 93,8 %; 3,95 % свинца при извлечении 88,8 %; 7,5 % цинка при извлечении 93,4 %; 20,5 % железа; 24,6 г/т золота при извлечении 85,8 %; 145,9 г/т серебра при извлечении 81,9 %.

Проведенные исследования показали, что новый пенообразователь СВИМ, синтезированный из казахстанского сырья, полностью заменяет традиционный пенообразователь Т-92 в цикле коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольного месторождения. При этом его расход меньше, чем расход Т-92 на 22,0 %.

Для обогащения руд с применением метода микрофлотации разработан и изготовлен лабораторный генератор водо-воздушной микроэмульсии (ГВВМЭ), функциональная схема которого представлена на рисунке 2. Основным элементом генератора является головка диспергатора, внутри которой с помощью высокоскоростного электропривода создается сильно неоднородное гидродинамическое

поле, с помощью которого смесь воздуха и концентрированного раствора вспенивателя преобразуется в микродисперсию воздуха в водной фазе.

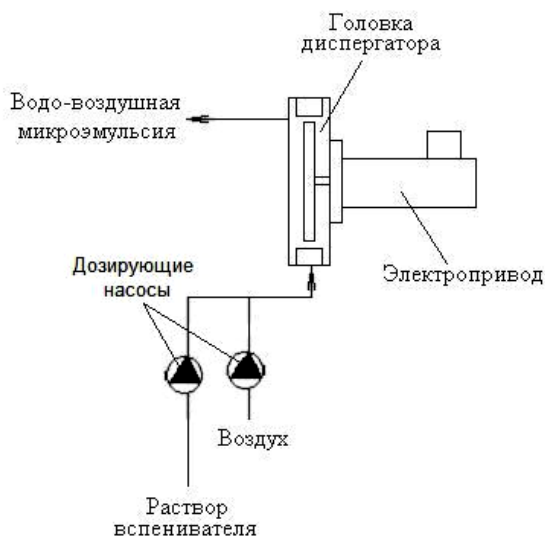
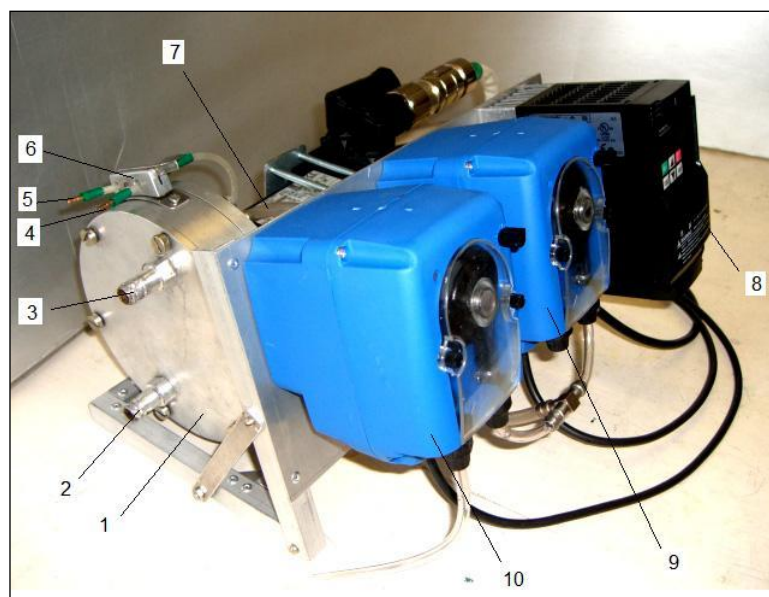


Рисунок 2 – Функциональная схема лабораторного генератора водо-воздушной микроэмульсии «СЕББА-0.1»

На рисунке 3 приведен состав ГВВМЭ «СЕББА-0.1».



1 - головка диспергатора; 2 - вход для охлаждающей воды; 3 - выход для охлаждающей воды; 4 - выход водовоздушной микродисперсии в режиме настройки; 5 - выход водовоздушной микродисперсии в режиме нагрузки; 6 - переключатель режимов; 7 - сервопривод диспергатора; 8 - частотный сервопреобразователь; 9 - перистальтический дозатор воздуха; 10 - перистальтический дозатор раствора вспенивателя

Рисунок 3 – Генератор водо-воздушной микродисперсии «СЕББА-0.1»

С увеличением концентрации пульпы использование микропузырьков позволяет существенно увеличить как скорость флотации, так и степень извлечения флотируемого минерала. Введение в пульпу (перед ее подачей во флотационную колонну) микропузырьков позволяет существенно увеличить извлечение, причем этот эффект увеличивается с увеличением удельного расхода микропузырьков и концентрации пульпы. На основании полученных экспериментальных данных установлено, что комбинированная пневмо-механическая микрофлотация, основанная на одновременном использовании как крупных пузырьков воздуха, обычно генерируемых во флотомашинах, так и микропузырьков, генерируемых автономным устройством в виде водо-воздушной микроэмульсии, позволяет достичь существенного увеличения эффективности процесса.

Проведены исследования по отработке коллективной медно-свинцово-цинковой флотации руды Риддер-Сокольского месторождения с применением лабораторного генератора водо-воздушной микроэмульсии в присутствии нового пенообразователя СВМ. Показано, что совместное применение вспенивателя СВМ и генератора водо-воздушной микроэмульсии позволяет повысить содержание меди в коллективном концентрате, по сравнению с базовым режимом, с 3,4 до 5,1 %, свинца – с 3,8 до 5,3 %, цинка – с 7,7 до 8,3 %, золота – с 24,2 г/т до 25,1 г/т, серебра – с 145,6 г/т до 154,2 г/т. Извлечение меди при этом повышается на 2,2 %, свинца – на 6,0 %, цинка – на 2,1 %, золота – на 2,7 %, серебра – на 2,2 %.

Применение генератора водо-воздушной микроэмульсии позволяет не только повысить качество и извлечение полезных компонентов в коллективный концентрат, но и одновременно уменьшить время флотации по всем операциям на 25-30 %.

Источники

- 1 Reay G. and Ratcliff C. A. Effects of bubble size and particle size of collection efficiency, *Can J Chem Eng*, 53 (4) 1975. – С. 481-486.
- 2 Derjaguin B. V., Dukhin S. S. and Rulyov N. N. Kinetic theory of flotation of small particles, in *Surface and Colloid Science* (Ed: E Matievič), 13. 1984. – 71-113, (Plenum Press: N. Y. - London).
- 3 Rulyov N. N. Turbulent microflotation of fine disperse minerals (The General Concept) // In Proceedings of Strategic Conference and Workshop: FLOTATION & FLOCCULATION: From Fundamentals to Applications. (28 July-2 August 2002, Kailua-Kona, Hawaii), Edited by J. Ralston et al, Snap Printing, Australia, 2003. – P. 177-184.
- 4 Rulyov N. N. Turbulent microflotation: Theory and Experiment // *Colloids & Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 192. 2001. – С. 73 – 91.
- 5 Rulyov N. N. Turbulent micro-flotation of ultra-fine minerals, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy. Trans. Inst. Min. Metall.* – 2008. – V. 117, № 1. – P. 32- 37.
- 6 Глембоцкий В. А., Классен В. И. Флотация. Справочник по обогащению руд. – М.: Недра, 1974.
- 7 Рулёв Н. Н., Кравченко О. В., Тусупбаев Н. К. Микрофлотационная технология извлечения угля из иловых отходов углеобогащения // *Уголь Украины*. – 2012, № 5. – С. 41-45.
- 8 Рулёв Н. Н., Тусупбаев Н. К., Кравченко О. В., Лукьянова В. В. Обогащение угольных шламов турбулентной микрофлотацией // *Уголь Украины*. – 2012, № 10. – С. 40-43.
- 9 Тусупбаев Н. К., Рулёв Н. Н., Кравченко О. В., Семушкина Л. В., Турысбеков Д. К., Ержанова Ж. А. Турбулентная микрофлотация ультрадисперсного кварца // *Материалы IX Конгресса обогатителей стран СНГ*. – Москва, 2013. – С. 587-593.
- 10 Nickolaj N. Rulyov Application of ultra-flocculation and turbulent micro-flotation to the removal of fine contaminants from water // *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*. – 1999. - № 151. – P. 283–291.

Селекция коллективного медно-свинцового концентрата с применением парамагнитных материалов

*Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Муханова А.А., Жакитова А.А.
(АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)*

Проведены исследования по влиянию нового железосодержащего депрессора галенита, являющегося парамагнитным материалом, в сравнении с сульфитной технологией разделения коллективного медно-свинцового концентрата. Показано, что новый депрессор галенита позволяет исключить из процесса селекции коллективного медно-свинцового концентрата сульфит натрия (3-4 кг/т) и железный купорос (5-6 кг/т) и получить кондиционные разноименные концентраты.

Ключевые слова: депрессор, парамагнитный материал, селекция, флотация, извлечение, концентрат.

До настоящего времени при переработке полиметаллических руд наблюдалась тенденция получения коллективного медно-свинцового концентрата без дальнейшего селективного разделения, который далее поступал на металлургический передел с некондиционным содержанием меди и свинца. При этом не решался вопрос утилизации содержащегося в концентрате свинца. Однако в настоящее время наметилась тенденция мирового роста спроса и цены на свинец на товарно-сырьевых биржах металлов, что позволяет интенсифицировать научные изыскания по селективному разделению коллективных концентратов с получением высококачественных разноименных концентратов.

Выделение из полиметаллических руд одноименных концентратов меди, свинца и цинка представляет весьма сложную задачу. Для металлургического передела весьма важно качество одноименных концентратов, которого можно достичь только флотационным обогащением. В настоящее время для разделения коллективного медно-свинцового концентрата существует несколько распространенных методик, промышленное применение среди которых нашли только цианидная и сульфитная технологии [1-4]. Однако цианидная технология является экологически нецелесообразной, а при сульфитном методе селекции отмечается большой расход сульфита натрия (3-4 кг/т) и железного купороса (5-6 кг/т). Поэтому разработка новых способов разделения коллективных концентратов с применением новых реагентов-депрессоров является важной задачей при флотационном обогащении руд цветных металлов.

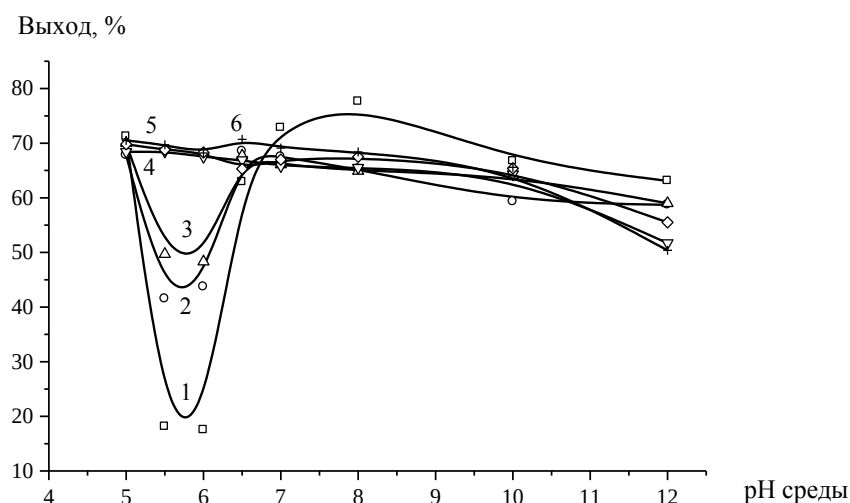
Депрессоры имеют огромное значение в процессе флотации. Проводились многочисленные исследования с различными железосодержащими реагентами [5-7]. В результате найден новый железосодержащий депрессор галенита - парамагнитный материал, который более активно гидрофилизует сульфидный минерал свинца.

Проведены исследования по замене железного купороса и сульфита натрия новым депрессором галенита в процессе селекции коллективного медно-свинцового концентрата Артемьевского месторождения. Для этого были проведены флотационные опыты в присутствии парамагнитного материала на сульфидных минералах меди, свинца и цинка. При этом изучалось поведение мономинеральных фракций при различных условиях: времени агитации перед флотацией, pH среды, вида, состава и площади парамагнитных материалов.

На рисунке 1 показано, что в процессе мономинеральной флотации при узком pH среды 5,5-6,0 выход галенита в присутствии только парамагнитного материала составил от 17,5 до 18,1 %. При совместной же подаче различного расхода сульфита натрия с парамагнитным материалом результаты по выходу галенита при этом же pH среды составили от 41,5 до 69,7 %. Это показывает, что наилучшие результаты по

депрессии галенита в узком рН среды могут быть достигнуты без подачи сульфита натрия в присутствии только парамагнитного материала.

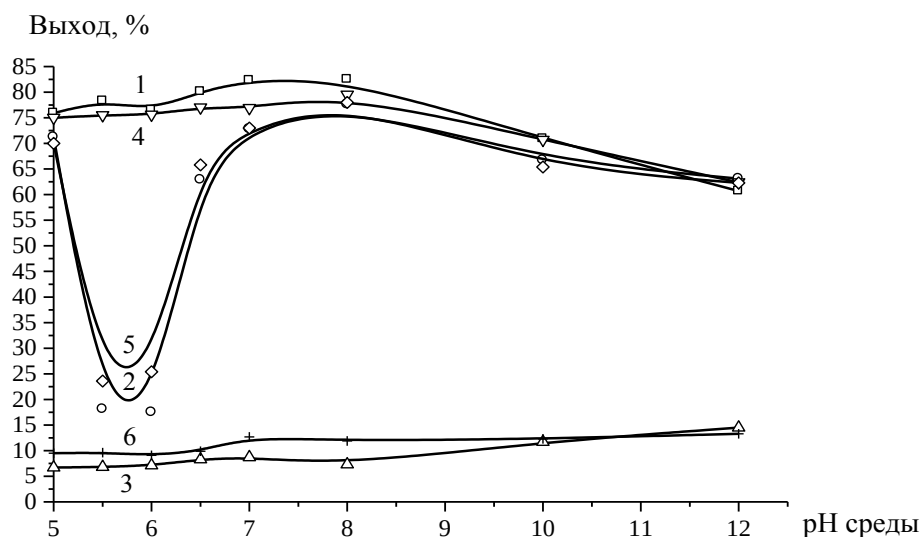
Были проведены исследования по влиянию парамагнитного материала и сульфитной технологии на флотируемость галенита, халькопирита и сфалерита при различных рН среды (рисунок 2).



1 - без Na_2SO_3 ; 2 - Na_2SO_3 – 37,5 мг/л; 3 - 75 мг/л, 4 - 187,5 мг/л, 5 - 375 мг/л, 6 - 750 мг/л

Рисунок 1 – Влияние различного расхода сульфита натрия на флотируемость галенита в присутствии парамагнитных материалов при различных рН среды

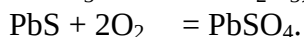
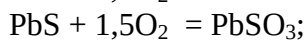
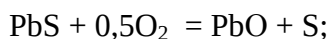
Из приведенных данных видно, что наилучшие результаты по депрессии галенита отмечаются в узком рН среды от 5,5 до 6,0 при полной замене сульфита натрия и железного купороса на парамагнитный материал.



В присутствии парамагнитных материалов: 1 - халькопирит, 2 - галенит, 3 - сфалерит; по сульфитной технологии: 4 - халькопирит, 5 - галенит, 6 - сфалерит

Рисунок 2 – Влияние парамагнитных материалов и сульфитной технологии на флотируемость галенита, халькопирита и сфалерита при различных рН среды

Влияние парамагнитного материала (ПМ) на процесс разделения медно-свинцового концентрата можно описать следующим образом. При столкновении частиц минерала с поверхностью ПМ, сконцентрировавшего вокруг себя кислород, происходит одновременный контакт системы растворенный кислород – частицы сульфидного минерала – катализирующий агент-ПМ, где протекает окислительно-восстановительная реакция, в результате которой происходит гидрофилизация (депрессия) свинцового минерала. При этом депрессия галенита в присутствии ПМ может идти по следующим реакциям:



Эти реакции обычно идут в слабокислой среде (5,5-6,0). Следует отметить, что из этих соединений более устойчивыми и труднорастворимыми являются PbO и PbS_2O_3 . Что касается соединения PbSO_4 , то оно образуется при сильном окислении, поэтому его содержание на поверхности галенита наверняка будет незначительным. С другой стороны, анионы атома кислорода (O^{2-}) и тиосульфата ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$) не способны обмениваться на ионы ксантогената. Поэтому депрессия галенита в указанной среде в присутствии ПМ может быть обусловлена покрытием его поверхности труднорастворимыми и гидрофильными соединениями PbO и PbS_2O_3 . Ухудшение селекции при дальнейшем увеличении pH может быть связано с усилением окислительной способности ПМ. В самом деле, в результате окисления с помощью ПМ на поверхности галенита образуются смешанные поверхностные соединения типа «сульфидо-сульфатов», сульфат-анион которых способен обмениваться на ион ксантогената. В результате на поверхности образуются сульфидо-ксантогенаты, обеспечивающие необходимую для флотации гидрофобизацию поверхности. При этом смешанные поверхностные соединения сульфидо-ксантогенаты прочно связаны с кристаллической решеткой минерала.

Проведены исследования депрессирующего влияния парамагнитных материалов в процессе селекции коллективного медно-свинцового концентрата Артемьевского месторождения в сравнении с традиционной сульфитной технологией при разном pH среды (таблица 1). Основными рудными минералами в руде являются халькопирит, галенит, сфалерит, пирит. Нерудные минералы представлены кварцем, кальцитом, алюмосиликатами (шамозит, плагиоклаз, мусковит, каолинит, форстерит), корундом, гидроокислами железа.

На полученном в лабораторных условиях коллективном медно-свинцовом концентрате Артемьевского месторождения были проведены опыты по селекции медного и свинцового концентратов по сульфитной технологии и с применением парамагнитного материала.

Перед селективной флотацией проводилась агитация коллективного медно-свинцового концентрата в течении 10 минут в присутствии сернистого натрия (4 кг/т) для десорбции ранее примененных реагентов. Агитация проводилась в лабораторной мешалке. После десорбции проводилась отмывка коллективного концентрата.

Коллективный концентрат далее подвергался обработке серной кислотой при узком pH=5,6-5,8 с применением железного купороса и сульфита натрия в течении 10 минут. Расход сульфита натрия составлял 3 кг/т, расход железного купороса 6 кг/т.

Схема селективной флотации включала в себя основную медную флотацию, две перечистки и контрольную флотацию. Проводились исследования по подбору реагентного режима в селективной медной флотации. Перечистки проводились без использования реагентов.

В цикле селекции с применением парамагнитного материала коллективный концентрат после десорбции сернистым натрием подвергался обработке серной кислотой в узком рН среды (5,6-5,8) в присутствии парамагнитного материала в течении 10 минут во флотокамере лабораторной флотационной машины.

Таблица 1 – Результаты селекции коллективного медно-свинцового концентрата по сульфитной технологии и в присутствии парамагнитного материала

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %				Примечание
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe	
сульфитная технология										
Си конц-т	53,8	26,7	12,7	3,15	23,6	88,8	24,8	24,9	75,1	КсБ-15г/т Т-80-10г/т рН=5,6-5,8
Пром. прод. 2	10,08	8,65	44,35	9,5	11,1	5,4	16,2	14,1	6,6	
Пром. прод. 1	12,0	4,55	47,35	7,65	8,1	3,4	20,6	13,5	5,7	
Пен. контр. фл.	4,06	2,4	55,4	11,4	5,2	0,6	8,2	6,8	1,2	
Рb конц-т	20,06	1,4	41,1	13,8	9,6	1,8	30,2	40,7	11,4	
Исх. кол. к-т	100,0	16,16	27,5	6,8	16,9	100,0	100,0	100,0	100,0	
технология в присутствии парамагнитного материала										
Си конц-т	43,13	30,8	5,3	2,4	26,5	82,4	8,4	16,5	63,3	рН=5,6-5,8
Пром. пр. 2	5,76	18,4	18,8	8,5	20,3	6,6	3,9	7,8	6,5	
Пром. пр. 1	11,64	10,0	32,1	9,2	15,1	7,2	13,7	17,1	9,7	
Рb конц-т	39,47	1,57	51,08	9,3	9,4	3,8	74,0	58,6	20,5	
Исх. кол. к-т	100,0	16,13	27,2	6,27	18,06	100,0	100,0	100,0	100,0	
Си конц-т	30,0	26,0	15,5	1,9	22,7	59,9	18,6	9,3	34,1	рН=5,0
Пром. пр. 2	18,3	14,8	30,6	5,3	16,6	20,8	22,4	15,8	15,2	
Пром. пр. 1	36,1	6,2	33,1	9,2	16,6	17,2	47,8	54,2	29,9	
Пен. контр.	6,3	2,0	31,3	12,6	17,4	1,0	7,9	12,9	5,5	
Рb конц-т	9,3	1,6	9,1	5,1	33,5	1,1	3,3	7,8	15,3	
Исх. кол. к-т	100,0	13,02	25,0	6,13	20,0	100,0	100,0	100,0	100,0	
Си конц-т	12,2	29,35	9,0	1,2	24,3	21,3	4,4	2,1	16,3	рН=6,0
Пром. прод. 2	1,97	19,2	27,8	5,0	16,95	2,3	2,2	1,4	1,8	
Пром. прод. 1	46,2	21,7	22,3	4,6	19,2	59,6	41,4	30,3	48,8	
Пен. контр. фл.	15,4	9,7	43,8	8,65	11,8	8,9	27,0	18,9	10,0	
Рb конц-т	24,23	5,5	25,6	13,7	17,3	7,9	25,0	47,3	23,1	
Исх. кол. к-т	100,0	16,81	24,9	7,02	18,17	100,0	100,0	100,0	100,0	
Си конц-т	43,13	25,35	15,45	3,9	21,38	73,3	26,6	20,9	53,9	рН=7,5-8
Пром. прод. 2	4,86	13,5	23,3	9,2	15,85	4,4	4,5	5,5	4,5	
Пром. прод. 1	8,99	9,9	27,36	11,17	16,2	6,0	9,8	12,5	8,5	
Пен. контр. фл.	17,86	8,35	39,0	10,68	11,0	10,0	27,8	23,7	11,5	
Рb конц-т	25,16	3,8	31,16	11,89	14,7	6,3	31,3	37,4	21,6	
Исх. колл. к-т	100,0	14,92	25,06	8,03	17,11	100,0	100,0	100,0	100,0	

Из анализа таблицы 1 следует, что применение сульфитной технологии не позволяет достичь селективного разделения коллективного медно-свинцового концентрата на медный и свинцовый. Оптимальные результаты по селекции медно-свинцового концентрата получены с использованием парамагнитного материала при узком рН среды 5,6-5,8. В медном концентрате содержание меди составило 30,8 %, свинца – 5,3 % при извлечении меди в медный концентрат 82,4 %. В свинцовом концентрате содержание свинца составило 51,08 %, меди – 1,57 % при извлечении свинца в свинцовый концентрат 74 %.

Полученные результаты показывают, что применение парамагнитного материала существенно улучшает показатели селективного разделения коллективного медно-свинцового концентрата на медный и свинцовый концентраты по сравнению с сульфитной технологией.

Источники

- 1 Кошербаев К.Т. //Труды КазПТИ, вып.2. Metallургия и металловедение. Алматы, 1975. – С. 114-119.
- 2 Бакинов К.Г. Разработка и исследование бесцианидной технологии разделения свинцово-медных концентратов (с применением Na_2SO_3 и FeSO_4) // Канд. диссертация. Ленинград, 1964. – 165 с.
- 3 Кошербаев К.Т., Брискман Б.Ш. // Сб. Metallургия и металловедение. Алма-Ата, КазПТИ, 1974. – С.18-20.
- 4 Бакинов К.Г. // Цветные металлы. – 1974, №7. – С.93-96.
- 5 Кайпбаев Д.К., Бектурганов Н.С., Кошербаев К.Т. // Комплексное использование минерального сырья. – 2005, №3. – С. 3-8.
- 6 Федосеев И.В. // Цветные металлы. – 2006, №12. – С. 24-25.
- 7 Бочаров В.А., Игнаткина В.А. // Цветная metallургия. – 2007, №5. – С. 4-12.
- 8 Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Муханова А.А., Калдыбаева Ж.А. Способ разделения медно – свинцового концентрата. Предпатент РК № 20209. Опубл. 17.11.2008 г. Бюл. № 11. 6 с.

Влияние гранулометрического состава угольной мелочи на механические свойства получаемых брикетов

**Фазылов С.Д., Сатпаева Ж.Б., Нуркенов О.А., Абдыкалыков М.А.,
Животова Т.С., Исабекова Д.С., Исаева А.Ж., Аринова А.Е., Мукашев А.Б.**
(Институт органического синтеза и углехимии Республики Казахстан,
г. Караганда, Казахстан)

Проведены исследования по изучению оптимальных параметров составления шихты на основе твердых углеродсодержащих отходов – отсевов двух угольных разрезов и углешлама обогатительной фабрики. Подобран оптимальный гранулометрический состав шихты: 0-1мм – 85%, 1-3 мм – 10-15%. Разработаны наиболее оптимальные для брикетирования композиции шихты «угольный шлам + угольный отсев» с различными показателями. Определены технические характеристики брикетов опытной партии.

Ключевые слова: угольная мелочь, отсев, шлам, брикеты, гранулометрический состав.

Брикетирование углей – одно из направлений превращения мелких классов углей в бытовое и энергетическое топливо для слоевого сжигания [1, 3]. Брикетирование каменных углей и антрацитов крупностью (0-6 мм) осуществляется, как правило, в вальцевых, гидравлических и экструдерных прессах с применением различных связующих компонентов. При сжигании отсева угля в слоевой топке коэффициент использования химической энергии угля составляет не более 40-45%. При сжигании в слое брикетов, полученных из того же отсева угля коэффициент полезного использования химической энергии угля составляет 70-80%. Отсюда очевидны преимущества использования брикетов [4-6].

Основное преимущество угольных брикетов – это их длительное горение, которое позволяет использовать в три раза дольше, чем уголь, что дает существенную экономию. Большим достоинством угольного брикета является постоянство температуры при сгорании, удобство хранения в складских условиях. Брикеты из бурого угля бездымные – горят без дыма и выделения угарного газа. Основные качественные показатели углетопливных брикетов сводятся к следующим параметрам: теплота сгорания, механическая прочность и водостойкость. Теплота сгорания брикетов определяется только качеством и составом компонентов брикетируемой шихты, которые могут целенаправленно изменяться. Механические показатели композиционного брикета зависят как от состава шихты, связующих, так и от ряда технологических параметров брикетирования [2, 7-11]. Следует отметить, что каменноугольные отсевики и шламы, являясь фактически отходами производства, как правило, не уступают добываемым углям по качественным характеристикам. Большое количество угольного шлама образуется при обогащении углей на обогатительных фабриках. Шламом на углеобогатительных фабриках называют уголь крупностью менее 0,5 мм, получаемого при мокром обогащении, влажность его составляет 15-60%, зольность иногда может достигать до 60-70%. Источником образования шламов также являются угольная пыль с размером частиц 0-0,5 мм, образующаяся за счет истирания угля в обогатительных машинах (грохота, дробилки, отсадочные машины, сепараторы, центрифуги) и др. [2, 7-11].

Предложенный в работе подход позволит, используя достаточно простую технологию, готовить шихту с использованием отходов угледобычи (отсев, шлам) и получить в итоге различные композиции угольно-брикетного топлива с высокой теплотворной способностью. Замена прессового оборудования на экструдер или другие формовочные устройства позволяет снизить себестоимость и энергоемкость технологической линии.

Основным требованием к сырьевой смеси для производства брикетов являются гранулометрический состав шихты и расход связующего, оптимальный с точки зрения обеспечения заданной прочности как готового брикета так и брикета сырца, направляемого в сушку. Помимо этого, готовый брикет должен обладать влагуостойчивостью, быть экологически безвредным и иметь достаточно низкую себестоимость, оставаясь конкурентоспособным видом топлива на рынке энергоресурсов. В научной литературе отсутствует строгих критериев оценки брикетируемости углей и углесодержащих материалов. В наших исследованиях был принят наиболее простой способ определения брикетируемости шихты по установлению минимального количества связующего, которого требуется ввести в шихту для получения прочного брикета-сырца при минимальном давлении прессования. Подбор связующего вели с учетом следующих критериев: связующее должно быть доступным, нетоксичным, обеспечивать технологичность процесса и необходимую механическую прочность брикетов при их изготовлении, хранении и использовании.

Существующие в настоящее время подходы к оценке изменения физико-механических и физико-химических свойств ископаемых углей при решении проблем их переработки основываются преимущественно на данных об их петрографическом и химическом составе, а также стадии метаморфизма. При подготовке брикетной шихты по зерновому составу необходимо в технологии предусмотреть дробление и классификацию угольных отсевов-мелочи. При их подготовке надо стремиться к тому, чтобы выход частиц мелких классов (0 – 1 мм) не превышал оптимальное количество – 45-50%. В проведенных экспериментах измельчение сырья осуществлялось с использованием молотковой дробилки ДМ-200 и вибрационной мельницы МЛ-1. После измельчения был проведен отбор пробы на анализ, их рассев на фракции. В качестве объектов исследования использовались: угольный шлам обогатительной фабрики ЦОФ-7 (г. Караганда), угольные отсевы Шахтинского и Кузнецкого разрезов Карагандинской области, в качестве связующего клей КМЦ-75/400. Механическая прочность брикетов определялась по ГОСТ 21289-75 «Брикеты угольные. Методы определения механической прочности» [11]. Предварительно определены качественные показатели использованных местных угольных материалов:

- угольный отсев Кузнецкого разреза, марки Б-3: зольность (A^d) - 17,2-23,00 %; влага общая (W^a) - 16,56 %; выход летучих веществ (V^{daf}) - 47,20 %; массовая доля серы (S^d_i) - 0,50-0,71 %; низшая теплота сгорания (Q_i^r , ккал/кг) - 4600-4930 ккал/кг;

- угольный отсев Шахтинского разреза, марки К-12: зольность (A^d) – 18,3-27,4%; влага общая (W^a) - 13,26-15,31 %; массовая доля серы (S^d_i) - 0,43-0,64 %; низшая теплота сгорания (Q_i^r) - 4600-4804 ккал/кг, высшая теплота сгорания (Q_s^{daf}) - 7900 ккал/кг;

- угольный шлам ЦОФ-7 (марки КЖ, К, К-12): зольность 34,5 %; влага общая 14,1-18,2 %; выход летучих веществ 25,6 %; массовая доля серы (S^d_i) 0,63 %; низшая теплота сгорания (Q_i^r) 4450 ккал/кг, высшая теплота сгорания (Q_s^{daf}) 6390 ккал/кг;

При разработке технологических особенностей брикетирования нами в лабораторных условиях изучались влияние на технологичность процесса и качество брикетов таких факторов, как зерновой состав угольного шлама, отсевов, соотношение компонентов шихты, влажность и температура затворяющей смеси, давление прессования, режим твердения брикетов.

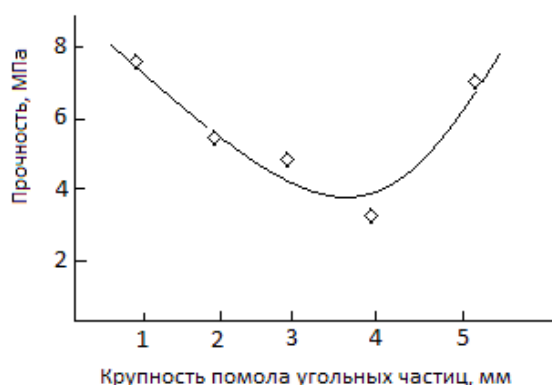
Изучение особенностей технологических параметров брикетной композиции «угольный отсев + углешлам» проводилось на экструдерном ПБ (ЭБ)-1000, вальцевом и гидравлическом прессах при различных соотношениях компонентов. Шихта, имеющая оптимальный гранулированный состав была тщательно перемешана со связующим до достижения гомогенной массы. Расходы связующего варьировались в диапазоне от 3 до 10 % от массы шихты. Полученные брикеты-сырцы после прессования отправлялись в

сушильный шкаф при температуре около 105°C на 3 часа. Для каждой серии испытаний изготавливалось по 7 брикетов в соответствии с ГОСТ 21289-75. Значения прочности брикетов сходились в пределах 3%. В условиях лабораторных испытаний для изготовления опытных образцов брикетов был выбран способ полусухого прессования. Брикетирование мелочи угольного шлама проводилось как с использованием связующего, так и без него. В дальнейших исследованиях брикетированию подвергались угольные шихты с влажностью 12-18% при содержании угольной мелочи 50-90 мас.%, угольного шлама 10-50 мас.%, 5-10 мас.% клея КМЦ. Клей приготовлен растворением Na-КМЦ-75/400 в воде в соотношении 20:1 и добавлен в шихту в количестве 5-6% от общей массы брикетной смеси. Составлены и изучены наиболее оптимальные композиции шихты для брикетирования композиции на основе угольного отсева с влажностью полученных смесей - от 12,1 до 22,4%. Оценку качества полученных брикетов проводили с использованием стандартных методик и нормативных документов на методы испытаний топливных брикетов.



Рисунок 1 – Экспериментальные образцы брикетов

Изучение по влиянию гранулометрического состава угля на примере шихты на основе угольного отсева Шахтинского разреза и угольного шлама на механические свойства получаемых брикетов показало, что повышение прочности на сжатие особенно заметно в брикетных образцах, содержащих угольную мелочь с наименьшей крупностью, т.е. класс угля 0-1 мм. Это обусловлено, тем, что при брикетировании тонкоизмельченного угля количество взаимодействующих поверхностно активных контактных групп со связующим максимально, при этом возрастает роль так называемых активных центров на твердой поверхности, усиливается адсорбционные взаимодействие на границе твердой и жидкой фаз, эффективнее протекает диффузия мальтенов, связывающих в поры и трещины угля, что неизбежно приводит к увеличению прочности [2, 8, 9]. В результате исследований установлено, что прочность композиционных составов «угольный отсев-шлам», состоящих из зерен угля крупностью 2-3,5, примерно в 2,5-3 раза ниже прочности брикетов, полученных из углечастич, крупностью 0-1 мм при одинаковых параметрах брикетирования (рисунок 2). Это объясняется тем, что при прессовании происходит разрушение крупных угольных зерен и образование новых поверхностей, не смоченных связующим. Однако, несмотря на то, что образцы, изготовленные только из угольной пыли и их смеси со шламом дают высокие показатели прочности сжатия, их использования для брикетирования не рационально в связи с введением в технологических цикл трудоемких операций измельчения и отсева.



1 - крупность помола зерен угля 0-1 мм; 2- крупность помола зерен угля 0-2 мм; 3 - крупность помола зерен угля 1,5-2 мм; 4 - крупность помола зерен угля 2-3 мм; 5 - крупность помола зерен угля 0-1 мм (80%)+ 1-2 мм (20%). Давление прессования 50 МПа.

Рисунок 2 – Влияние крупности частиц угольной шихты на прочность брикетов (угольный отсев Шахтинского разреза класса К-12 и угольный шлам)

В процессе лабораторных исследований установлено, что при получении композиционных брикетов из угольных отсевов крупностью 0-3 мм, их наиболее практичный оптимальный гранулометрический состав должен включать (%) частиц класса 2-3 мм – 5-10; 1-2 мм – 30-40 мм; 0-1 мм – 20-25%. Однако на практике не всегда возможно выдержать такой зерновой состав. Кроме того, брикеты, полученные на основе угольного шлама на экструдерном прессе, приводило к технологическим трудностям из-за излишней их липкости и влажности.

В условиях специализированной углехимической лаборатории ТОО «Центргеоаналит» (г. Караганда) проведено определение технических характеристик брикетов опытной партии (таблица 1).

Таблица 1 – Основные технические характеристики углебрикетов опытной партии

Ших-та*	Состав брикета, %		Показатель качества (%, ккал/кг)						
	А	Б	$R_{сбр}$	$R_{исм}$	A^d	W	V^{dav}	Q_i^r	Q_s^{daf}
1	60	35	82,7	74,7	32,4	3,62	39,2	4215	6750
	70	25	84,2	78,4	30,2	3,58	37,7	4750	8050
	80	15	86,4	77,1	34,6	3,44	36,5	4788	8141
2	60	35	85,3	75,6	34,5	3,65	39,0	4750	6834
	70	25	86,4	80,4	37,2	3,53	36,4	4750	8243
	80	15	86,3	77,6	38,3	3,36	37,3	4750	8141
Примечания									
1 Угольный отсев Кузнецкого разреза (А) + шлам (Б);									
2 Угольный отсев Шахтинского разреза (А) + шлам (Б).									

Сжигание полученных образцов брикетов показало, что брикетная композиция на основе угольного отсева Шахтинского разреза класса марки К-12 и угольного шлама лучше возгорается, горение происходит постепенно, не выделяет дыма и долго сохраняет тепло, брикеты раскаленные, брикеты в процессе горения не рассыпаются. Брикетные композиции на основе угольного отсева Кузнецкого разреза марки Б-3

уступает по этим показателям, они плохо воспламеняются, в процессе горения рассыпаются, не сохраняя форму.

Таким образом, в результате исследований установлено, что прочность композиционных составов «угольный отсев-шлам», состоящих из зерен угля крупностью 2-3,5, примерно в 2,5-3 раза ниже прочности брикетов, полученных из углечастич, крупностью 0-1 мм при одинаковых параметрах брикетирования. Оптимальный гранулометрический состав шихты для брикетирования должен иметь следующий ситовый состав (%): 0-1 мм – 35-45%, 1-2 мм – 25-40%, 2-3 мм – 6-10%. Также, для изучаемых брикетных составов, были определены следующие основные характеристики, как прочность при сжатии, зольность, выход летучих веществ, общее содержание серы, массовая доля влаги, низшая и высшая теплоты сгорания. Получаемые при оптимальных технологических параметрах и составах брикеты, по содержанию летучих веществ, относятся к категории бездымных бытовых твердых брикетов.

Источники

- 1 «Концепция развития угольной промышленности Республики Казахстан на период до 2020 года». Разработана на основании протокольного решения заседания Правительства Республики Казахстан от 7 сентября 2007 года, №28.
- 2 Серегин А.И. Переработка угольных шламов в товарные продукты нетрадиционным физико-химическим воздействием: автореф. канд. техн. наук.: 05.17.07. – М., 2009. – 261 с.
- 3 Молдыбаев А.Б., Фазылов С.Д., Абдыкалыков М.А., Мулдахметов З.М. Химическая переработка углей Казахстана – как рациональный путь повышения экономической эффективности работы угледобывающего предприятия // Материалы Межд. научно-практ. конф «Наука и образование в Центральном Казахстане». – Караганда, 2013. – С. 296-298.
- 4 Будаев С.С., Линев Б.И., Чигирин С.В. и др. Разработка техники и технологии брикетирования Канско-Ачинских бурых углей и освоение промышленного производства топливных брикетов // Уголь. – 2000, №9. – С. 64-67.
- 5 Елишевич А.Т. Брикетирование угля со связующими. – М.: Недра, 1972. – 162 с.
- 6 ГОСТ 21289-75. Брикеты угольные. Методы определения механической прочности. – Введ. 1977-01-07. – М.; Госстандарт России: Изд-во стандартов, 1986. – 25с.: ил.3.
- 7 Катков М.В. Влияние различных факторов на прочность брикетов предназначенных к использованию в шихтах для коксования. – С-Пб.: Металлургия и коксохимия, 1981. – 137 с.
- 8 Крохин В. Н. Брикетирование углей. – М.: Недра, 1974. – 216 с.
- 9 Ожогин В.В., Томаш А.А., Ковалевский И.А. Брикетирование как полноценный метод окускования металлургического сырья // Металлургические процессы и оборудования. – 2005, №2. – С. 54-58.
- 10 Артюшин С.П. Обогащение углей. – М.: Недра, 1975. – 384 с.
- 11 Евстифеев Е.Н. Новая технология производства бытового бездымного топлива // Межд. журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2011, №6. – С. 51-53.

Механохимиялық және физико-химиялық әдістердің көмірден алынатын шикі битуминозды шайырлардың шығымына әсері

Фазылов С.Д.¹, Сатпаева Ж.Б.¹, Нуркенов О.А.¹, Мулдахметов М.З.¹, Аринова А.Е.¹,
Карипова Г.Ж.², Татеева А.Б.², Исабекова Д.С.¹, Мукашев А.Б.¹

(¹Қазақстан Республикасының Органикалық синтез және көмірхимия институты, Қарағанды, Қазақстан, ²Е.А. Бөкетов атындағы Қарағанды мемлекеттік университеті, Қарағанды, Қазақстан)

Зерттеу нәтижесінде Сарыкөл мен Қушоқы разрездері көмірлерінің битуминозды заттарын органикалық еріткіштермен экстракциялау үрдісі арқылы бөліп алуға болатыны көрсетілді. Битуминозды заттардың экстракциясының ең көп шығымы майдаланған өлшемдегі көмір бөлшектерінің фракцияларынан алынды, сонымен қатар полярлық көрсеткіштері әртүрлі органикалық еріткіштер қоспасын қолданғанда байқалды, мысалы бензол-спирт (этанол, 2-пропанол) тиімді 1:1 қатынасында. Сонымен қатар көмірді микротолқын және ультродыбыс сәулелену әдістемелерімен өңдеу жағдайында көмірден битуминозды шайырлардың шығымы зерттелді. Битуминозды шайырлар шығымының микротолқындық сәулеленудегі қуат пен уақыттан тәуелділігі анықталды. Микротолқынды сәулелену қуаттарының ең тиімдісі 150-ден 350-ге Вт (2450 МГц) дейінгі аралықта болып табылады. Сарыкөл қоңыр көмірі үшін осы шарттарда экстрактивті заттар шығымы 3,2%-дан 4,6%-ға дейінгі аралықты құрды.

Түйінді сөздер: көмір, битуминозды заттар, экстракция, микротолқынды сәулелену, ультрадыбыстық сәулелену.

Көмірді шикізат ретінде толық түрде қолданудың бірден бір ерекше келешекті бағыты – оларды әр түрлі мақсаттағы сұйық өнімдерге, қоңыр көмір балауыздары мен сіңіргіш материалдарға өңдеу болып табылады. Көмірлерді өңдеудің бірден бір тиімді әдісі ол органикалық еріткіштермен көмірлердің экстракциялы өңдеуін пайдалануында [1-4]. Экстракция процессі өзін көмір материалының қуыстарында орналасқан органикалық заттарды және олардың орнына еріткіштің молекулаларын енгізуде, яғни көмірлердің молекула үсті құрылымдарын бұзуымен, төменгі молекулалы компоненттердің еруін көрсетеді [5]. Сонымен бірге битумдардың ерітіндіге өтетін мөлшері мен құрамы бастапқы көмір табиғатына, еріткіштер түріне және шикізатты алдын ала әзірлеу жағдайына байланысты кең шектерде өзгеруі мүмкін.

Битумдардың шығымына еріткіштердің табиғаты үлкен әсер көрсетеді. Бүгінгі күнде 40 шақты еріткіштермен көмірлердің экстракциясы зерттелген, бірақ олардың сандық жалпылаулы нәтижелері алынбаған, кейбір жұмыстарда экстракт шығымы еріткіштің қайнау температурасы өсуі себебінен болатын жағдайлар қатарында көмірлер құрылымындағы байланыстардың термиялық ыдырауы мүмкін болуы туралы қорытындылар жасалынған [5]. Авторлар [5, 6] келесідей жуық қатынастар туралы мәліметтерді анықтады. Егер бензолдың экстракциялық қабілеттілігін бірлік ретінде қабылдасақ, онда петрол эфирі – 0,42, жанармай – 0,83, дихлорэтан – 0,98, спирт-бензол – 1,37. Раковский [7] битумдағы балауыздар мен шайырлардың мөлшер қатынасы тәуелділігінде олардың әр түрлі еріткіштерімен торфтардан битумдарды алуы кезінде процентті шығым көлемінің қатты өзгеруіне ерекше көңіл бөлді. Ол битумдардың әлсіз еріткішін майлы қатардағы төмен температурада қайнайтын көмірсутектер екенін, оның ішінде мысалы петрол эфирін көрсетті. Битумдар ароматты көмірсутектерде едәуір толық экстракцияланады, мысалы бензолда. Жанармаймен салыстырғанда ол шайырды да және балауызды да жақсы ерітеді. Этил спирті битумда шайырды жақсы еріте алады, бірақ балауызды әлсіз ерітеді. Сондықтан битумдардың жақсы еріткіштері ретінде аралас еріткіштер болып келеді, мысалы спирт-бензол.

Жанғыш кен битумдарын шартты түрде химиялық құрамымен ерекшеленетін және оларды қолдану кезінде тағайындауы бойынша балауыз бен шайырлы бөліктерге

бөлуге болады. Сонымен бірге көмір экстрактары құрылымдық зерттеулері үшін қызығушылығын көрсетеді.

Зерттеуге Қарағандының кейбір сапаландырылмаған көмірлері К класс маркалы «Кушоки» разрезінен және БЗ маркалы Сарыкөл көмірлі бассейнінен көмір үлгілері алынды. Әр түрлі жерілердің көмірлері ылғал мөлшері, минералды компоненттердің саны мен құрамы, сонымен басқа да мінездемелері бойынша әртүрлі болатыны белгілі. 1 кестеде зерттелетін көмірлер үлгілерінің техникалық анализі келтірілген. Көмірлердің техникалық анализі ГОСТ 11022–95 және ГОСТ 27314–91 көрсеткіштері бойынша орындалды.

1 кесте – Зерттелетін көмірлердің техникалық сипаттамалары, % мас.

Көмір	A^d	W_t	V^{daf}	Жану жылуы Q^r_i , кДж/кг	S (жалпы)
К класс маркалы «Кушоки» разрезі	37,53	2,57	26,33	19854 (4742)	0,38
БЗ класс маркалы «Сарыкөл» разрезі	16,8	7,3	48	7160 (5240)	0,82

1 кестеден көрінгендей зерттелетін көмірлер өз сипаттамаларынан айтарлықтай айырмашылықтары бар. К класс маркалы Кушоки көмір үлгісі жоғары күлділігі (A^d) 37,53% мен ылғал мөлшерімен (W^a) 2,57% айырмашылығы бар. Сарыкөл көмірі кенеттен төменгі күлді мәнімен (A^d) 16,8% айырмашылығы көрінеді, яғни битуминозды заттарды алу үшін үлкен органикалық массасына және келешегіне пайдасы куәландырады.

Көмірлердің механикалық өңдеу әдістерін қолдану оларды өңдеуіне әзірлеудің бірден бір кезеңі болып келеді. Заттардың механикалық активациясы өнделетін материалдың қарқынды дисперсиялау процесстерінде болады. Бұл кезде оның дисперсиялануы сол активация энергияларының жинақтауымен байқалады. Көмірлердің механикалық активация процессін ұсақтау ретінде, бөлшектердің геометриялық мөлшерінің кішіреюінен және бұрын қол жетпеген қуыстарды ашу салдарынан беткі сыйымдылықтың артуына әкелуін қарастыруға болады [8, 9]. Сонымен бірге қарқынды механикалық әсер кезінде КОМ едауір құрылымдық өзгерісімен алып жүретін, көмірлерге бірдей дисперсиялауымен олардың активациясының жүзеге асуын ескеру қажет. Сондықтан жұмыста бізбен көмірдің алдын ала механикалық активациясы МЛ-1 пластинкалы ұнтақтағышта 0,2-0,1 мм ірілікке дейін өткізілген еді.

Битумоидтардың экстракциясын мынадай еріткіштермен бензол, этил спирті мен бензол қосындысы (1:1) және 2-пропанол мен бензол (1:1) қосындысы сияқты еріткіштермен жүзеге асырылды. Тәжірибеде әдістемелерді жеңілдету мақсатында көмірмен экстракцияланатын заттардың шығымы үлгінің көмір органикалық массасының (КОМ) азаюы бойынша емес, ал экстракцияға өткен заттардың массасы бойынша өлшенді. Кері тоназтқышпен колбаға ұсақталған және 0,2 мм елеуіштен өткен 5 г көмірді саламыз. Сосын 50 мл еріткіштерді (бензол, этанол-бензол 1:1, 2-пропанол-бензол 1:1) қосамыз. Колба ішіндегіні кері тоназтқышпен еріткіштің қайнау температурасы бойынша 4 сағат бойы магнитті араластырушыда қайнатылды. Ары қарай экстрактан көмір қалдығын сүзіп алдық. Экстрактты буландыруға ұшыраттық, тұрақты массаға дейін кептіріліп және өлшенді. Осылайша экстракт шығымы мәнін алдық.

К класс маркалы «Кушоки» разрезі сапаландырылмаған көмірлер мысалында шайырлы заттарға шығымына органикалық еріткіштердің табиғатының бастапқы ықпалы зерттелген. Көмірлердің битуминозды заттары ароматты көмірсутектерде

(мысалы, бензол, толуол) едәуір толық экстракцияланады, ал егер майлы қатардың төменгі температурада қайнайтын көмірсутектерін (петролей эфир) қолдануы кезінде көмірлердің битуминозды заттары толық емес экстракцияланатыны айқындалды.

Битуминозды заттардың экстрактісінің шығымы экстрагенттің қайнау температурасының жоғарлауымен көбейеді. Бұл көмір құрылымындағы байланыстардың термиялық бөлшектенуінің әсерінен болуынан мүмкін [8-10]. Бензол бензинмен салыстырғанда балауыз бен шайырды жақсы ерітеді. Этил спирті битум шайырларын жақсы ерітіп, балауызды нашар ерітеді. Жақсы экстракциялық қасиеттерге ие толуол мен ксилол, бірақ олар қайнау температурасы жоғары (қайнау т. $>100^{\circ}\text{C}$) еріткіштерге жатады. Сондықтан да экстракциялық жолмен битумды бөліп алу үшін ең тиімді еріткіш ретінде аралас еріткіштер, мысалы бензол-этанол, бензол-2-пропанол екендігі анықталды (бізбен зерттелген еріткіштер арасынан).

Осы еріткіштердің тиімді қатынастары - 2:1 мен 1:1. Бірақ, экстракциялық үрдістің зерттеу нәтижелері көрсеткендей, битумды заттардың экстракциялану дәрежесіне көмір материалының шыққан жері де әсер етеді. Мысалы, анықталғандай, «2-пропанол-бензол» еріткіштер жүйесі Сарыкөл разрезінің көмірінен битуминозды шайырды (0,4 пайыз ғана) нашар экстракциялады, ал Қушоқы разрезінің көмірінен экстракция (2,4 пайыз) жоғары дәрежелі түрде алынды. Осыған байланысты битуминозды заттарды зерттеу кезінде битумды құрамындағы балауыз, шайыр, қышқыл саны, эфир саны, сабындану саны, йодтық саны мен балку температурасы бойынша да анықтау керек. Кейде еріткіш табиғатынан алынатын битумдардың шығымымен қатар олардың қасиеттерінің өзгеретіндігінен, алынатын балауыз материалдарының күлдігін, құрамындағы көміртек пен сутекті, парафинді және майлы заттарды анықтау қажеттілігі туындап жатады (2-кесте).

2 кесте – Битуминозды қарамайдың шығымының еріткіштер табиғатынан тәуелділігі

Еріткіш	К классының таңбасы, «Қушоқы» разрезі	Б классының таңбасы, «Сарыкөл» разрезі
	Экстракт шығымы, %	
Бензол	0,1	0,1
Этанол-бензол 1:1	0,4	2,4
2-пропанол-бензол 1:1	0,2	0,4

2 кестеде көрсетілгендей, битум шығымы еріткіш түріне ғана емес, сондай-ақ оның табиғатына да тәуелді. Сарыкөл көмірі үлгілерінен алынған битумдардың қарамай құрауыштары спирт-бензол экстрактісі дәрежесіне бағытталған.

Битумоидтардың бензолды экстрактілерінің ИҚ-спектрдегі $650-900\text{ см}^{-1}$ жұтылу аймағындағы жолақты үлкен сызықшамардың болуы экстракт құрауыштарының ароматикалық табиғатын білдіреді. Спектрдің берілгендері бойынша битумоид қышқылқұрамдас функционалды қосылыстармен байытылған, ол оның $1340-1500\text{ см}^{-1}$ аймағында ароматикалық және гетероциклдық қосылыстар үшін көміртек қаңқасының жұтылу сызығының болуын растайды, онда жазық емес циклдың және C-H деформацияланған тербелістерімен байланысқан анық жұтылу сызықтары байқалады. 1640 см^{-1} шамасындағы орташа интенсивті жұтылу сызығы ароматикалық құрылымға да C=C қос байланысқа жатуы мүмкін. $3500-3600\text{ см}^{-1}$ қалың сызық гидроксил тобының валенттік тербелісін көрсетеді. Көмірлердің спирт-бензолды экстрактілері де жалпы тұрғыда ұқсас ИҚ-спектрлерді көрсетті.

Бөлініп алынған көмір материалымен реакционды ортаға электромагнитті сәулелену мен уақыт экспозициясына қуат әсерін зерттеулер жүргізілді. Сонымен қатар негізгі шикізаттың ірілігі 0.2 мм кем болды, массасы 5 г.; электромагнитті

микротолқынды сәулеленудің (МТС) қоңыр көмірге әсері ұзақтығы 1 мин айналыммен 2 сағатты құрды; МТС қуаты әсері негізгі көмірге тұз қышқылының 0.2 н. еріткішімен 70 мен 750 Вт аралығында жүргізілді. Әрі қарай микротолқынды әсер әдісімен алынған минералсыздандырылған үлгілерді дистелденген сумен шайып, 110⁰С температурада су ағынды насосты вакуумде араластыру арқылы 3 сағ кептірдік. Содан кейін битумды әртүрлі еріткіштермен бөліп алу әдісін қолдана отырып бөліп алдық. Бөліп алу аяқталғаннан кейін үлгіні 95⁰С температурада су ағынды насосты вакуумде араластыру арқылы 3 сағ кептірдік. Бөліп алудан кейін көмір салмағының азаюына байланысты балауыз шығымын анықтадық.

Зерттеу кезінде МТС шартында минералсыздандыру әдісін жүргізу шарттарының ең қолайлысы: микротолқын сәулелену қуаты 150 - 350 Вт (2450 МГц), уақыт ұзақтылығы 2 сағат, еріткіш растворитель – этанол-бензол болып табылды. Осы шарттарда ең жақсы шығым Сарыкөл қоңыр көмір битум экстрагенті үшін 3,2% және 4,6% құрды. Мақсатты өнім шығымының азаюы сәулелену уақытын ары қарай жоғарлатуы кезіндегі еріткіштердің булануымен байланысты. Битуминозды өнімнің орташа 1-2 есе өсуіне дәстүрлі технология мен МТС қолданусыз минералсыздандыру әдістеріне қарағанда электромагнитті микротолқынды сәулеленуді қолдану мүмкіндік береді. Алынған нәтижелер микротолқынды өрістегі шикі битуминозды балауызды бөліп алу үрдістерін жүргізу экономикалық ақталған және тиімді үрдіс болып табылатынын бекітуге негізделеді.

Ультрадыбыс бойынша зерттеу жұмыстары сұйық орталардағы ультрадыбыс әсерін (УД) лабораториялық зерттеулерге арналған ИЛ100-6/2 аспабында жасалды. Тұтынылатын қуат 1200 Вт. УД жиілігінде механикалық ауытқулар 22±10% кГц диапазонында түрлендіргіштен толқынды сулы жүйе көмегімен өңдеу ортасына арнайы реакторға жеткізілді. Реактор ультратолқынды магнитострикционды (МС) түрлендіргішті қуаттандыру үшін ИЛ10-1.0 генераторымен жабдықталған болатын.

Зерттеліп отырған көмірлерден алынған битуминозды заттардың экстракция үрдісіне ультрадыбыс әсерінің дәрежесін анықтау үшін бірнеше тәжірибелер жүргізіліп, әдістемелік негіз ретінде жоғарыда сипатталған алып тастау әдісі алынған. Ультрадыбыс әсерін іс жүзінде іске асыру үшін көмір материалының сынамасы ультрадыбыстық баптау үшін ваннада шыны колбаларда орналастырылды. УД-активтендіру уақыты үшін 22±10% кГц жиілікте 2 сағатты құрайды. Еріткіштер ретінде бензол, этанол-бензол (1:1) және 2-пропанол-бензол (1:1) пайдаланылды. Қышқыл және сілті жемір ортаға жататынын ескере отырып, ультрадыбыстық қондырғыдағы түрлендіргішті сақтау мақсатында көмір материалының 0,2 н тұз қышқылының су ерітіндісі УД-активтендіру шартында жүргізілген жоқ. Тәжірибедегі ерітінділердің температурасы еріткіштердің қайнау температурасымен байланысты 20⁰С айналымда 20-70⁰С шамасында өзгертіліп отырды.

УД-активтендіруден кейін сынамалы көмір үлгісін еріткіштен сүзу әдісімен бөліп алдық. Су ерітіндісін қолданған жағдайда көмір үлгісін су-бүріккіш сорғыда 95⁰С температурасында 3 сағатта кептірілді. Сонан соң алынған көмір қалдықтары әртүрлі еріткіштермен бөлініп алынды: соның ішінде жоғарыда сипатталған бензол, этано-бензол (1:1) және 2-пропанол-бензол (1:1). Көмір массасының азаюына қарай экстракциядан кейін балауыз шығымын анықтадық. Зерттеу мәліметтері бойынша ультрадыбыс әдісін қолдану битумның экстракциялануының айтарлықтай жоғарлауына әкелмеді, нәтижелер реакциялық ортаны УД-өңдеуінсіз жүргізілген нәтижелерге ұқсас болды. Мүмкін едәуір мәнді көрсеткіштер алу үшін жоғары жиілікті ультрадыбыстық құрылғысын қолдану қажет (мысалы 90 кГц дейін).

Зерттеу нәтижесінде Сарыкөл мен Қушоқы разрезінің көмірлері битуминозды заттарды экстракциялау үрдісіне органикалық еріткіштермен жақсы ұшырайтыны байқалды. Жүргізілген тәжірибе шарттарында көмір материалынан бөлініп алынатын заттардың шығымын ұлғайту үшін көмір материалының құрылымдық деструкциясына

ықпал ететін әртүрлі физика-химиялық (мысалы, толқындық) және химиялық әдістер әсерін зерттеу қажет. Битуминозды заттардың экстрактісінің ең көп шығымы 0-0,2 мм өлшемдегі көмір бөлшектерінің фракцияларынан алынды, сонымен қатар әртүрлі полярлықтағы органикалық еріткіштер қоспасы сәйкес еріткіштер болып табылады, мысалы бензол-спирт (этанол, 2-пропанол) тиімді 1:1 қатынасымен. Битуминозды қарамайлардың көбі Сарыкөл разрезінің көмірлерінен (2,4%) этанол-бензол (1:1) системасында бөлініп, ал Қушоқы разрезінің көмірлері максималды (2,4%) 2-пропанол-бензол (1:1) системасында бөлініп алынған болатын. Сонымен қатар көмірі микротолқын және ультродыбыс сәулелену әсері шартында көмірдің битуминозды шайырлар шығымы зерттелді. Битуминозды шайырлар шығымының микротолқындық сәулеленудегі қуат пен уақыттан тәуелділігі орнатылды. Микротолқындық сәулелену қуаттарының ең тиімдісі 150-ден 350-ге Вт (2450 МГц) дейінгі аралықта болып табылады. Сарыкөл қоңыр көмірі үшін осы шарттарда ерітінділерге шығатын экстрактивті заттар шығымы 3,2%-дан 4,6%-ға дейінгі аралықты құрды. Қушоқы көмірінің заттай шығымының көбеюі байқалмады. Зерттелген көмірлердің экстрактивті заттар шығымының көбеюі ультрадыбыс өрісінде байқалмады.

Әдебиеттер

- 1 Постановление Правительства Республики Казахстан от 28 июня 2014 года № 724Об утверждении Концепции развития топливно-энергетического комплекса Республики Казахстан до 2030 года.
- 2 Головин Г.С., Малолетнев А.С. Комплексная переработка углей и повышение эффективности их использования. - М: НТК «Трек», 2007. – 292 с.
- 3 Кричко А.А., Лебедев В.В, Фарберов И.Л. Нетопливное использование углей. – М.: Недра, 1978. – 215 с.
- 4 Кузнецов П.Н. Свойства бурых углей как сырья для технологической переработки // Химия твердого топлива. – 2013, №6. – С. 19-23.
- 5 Антонюк С.Н., Кравченко В.В., Федорова Г.А., Томиленко А.С., Лунева Т.Г., Федоров А.М. Комплексная переработка бурых углей с получением восков и углеродных адсорбентов // Вестник МИТХТ. – 2014. - Т. 9, №1. – С. 53-58.
- 6 Каирбеков Ж.К., Ешова Ж.Т., Акбаева Д.Н. Анализ жидких продуктов, полученных путем экстракционной переработки бурого угля // VIII Международный Беремжановский съезд по химии и технологии. – Усть-Каменогорск, 2014. – С. 245-249.
- 7 Раковский В.Е. Общая химическая технология торфа. – М-Л.: Госэнергоиздат, 1949. – 363 с.
- 8 Полубенцев А.В., Пройдаков А.Г., Кузнецова Л.А. Интенсификация процессов ожижения бурых и каменных углей методами механического воздействия // Химия в интересах устойчивого воздействия. – 1999, №7. – С. 203-217.
- 9 Хренкова Т.М. Механохимическая активация углей. – Москва: Недра, 1993.
- 10 Сасим А.С., Белькевич П.И. Экстракция битума из торфа бензином «калогия» при разных температурах. Труды института торфа АНБССР. – Минск. – 1957, Т.6. – С. 209-216.

ОВОС при разработке рабочего проекта участка обогащения мелких классов хромитовой руды

*Шалгымбаев С.Т., Ниязов А.А., Тахамбетова А.Б., Жиембаев Ж.С., Ли Э.М.,
Уаисова Л.Г., Лейно Л.А.*

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», г. Алматы, Казахстан)

Проведена оценка воздействия на окружающую среду при введении корпуса обогащения мелких классов хромитовой руды обогатительной фабрики ТОО «Восход-Хром».

Ключевые слова: оценка воздействия на окружающую среду, рассеивание, источники загрязнения.

Охрана окружающей среды давно стала неотъемлемой составной частью общественного воспроизводства. Поиск наиболее эффективных способов экономии первичного сырья наталкивает на разработку новых технологий по комплексной переработке минерального сырья, другим путем является лучшее использование отходов и их применение в качестве вторичного сырья или энергии [1].

Обогатительная фабрика, расположенная в районе г. Хромтау Актюбинской области выявила недостатки в процессе обогащения в своем производстве, которые ограничивают производительность фабрики по переработке исходной руды и существенно снижают показатели по извлечению Cr_2O_3 . Перечисленные факты явились основанием для разработки новой технологии, позволяющей увеличить извлечение ценных составляющих.

На существующей фабрике хромитовый концентрат производился в трех различных циклах фабрики, путем гравитационного разделения, применяемого с целью удаления побочных жильных минералов и низкосортного минерализованного материала. Исходная руда, распределялась по гранулометрическому составу при подаче на фабрику после дробления. Крупнукосовой материал производился в цикле обогащения в тяжелой среде в барабанном сепараторе, мелкукосовой материал – в цикле обогащения в тяжелой среде в гидроциклонах и мелкий концентрат – в цикле винтового обогащения после обесшламливании.

Способ добычи руды на фабрике – подземный с выдачей руды крупностью минус 500 мм.

На фабрике в корпусе обогащения в тяжелых суспензиях класс минус 1+0 мм подвергался обесшламливанию в гидроциклоне. Слив направлялся на сгущение, а пески подвергались винтовой сепарации: основной, перечистой и контрольной с получением концентрата крупностью минус 1+0 мм и хвостов. Хвосты перечистой и контрольной сепарации подвергались обесшламливанию в гидроциклоне. Сливы гидроциклонов направлялись на сгущение. Сгущенный продукт объединялся с обесшламливаемыми хвостами винтовой сепарации и являлись шламовыми хвостами.

Исходное сырье, представленное классом минус 1+0 мм и шламовыми хвостами, имеет следующий гранулометрический состав (таблица 1):

В таблице 1 приведен гранулометрический анализ класса минус 1+0 мм и шламовых хвостов.

Анализ гранулометрического состава установил, что:

- в классе минус 1+0 мм хром, в основном, распределяется в классе минус 0,50+0 мм. Выход данного класса составляет 91,05%, содержание Cr_2O_3 - 46,925% при распределении 93,61%;

- в шламовых хвостах 56,85% Cr_2O_3 сосредоточено в классе минус 0,044+0 мм при содержании 37,14% и выходе 51,95%.

Таблица 1 – Гранулометрический анализ

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание Cr_2O_3 , %	Распределение, %
Класс минус 1+0 мм			
- 1+0,63	8,21	32,63	5,87
- 0,63+0,50	0,74	32,07	0,52
-0,50+0,315	13,50	42,71	12,63
-0,315+0,10	31,68	50,45	35,02
-0,10+0,074	4,75	48,465	5,04
-0,074+0,044	11,83	49,49	12,83
-0,044+0	29,29	43,77	28,09
Итого	100,0	45,642	100,0
Шламовые хвосты			
- 1+0,63	9,70	32,84	9,39
- 0,63+0,315	22,35	35,52	23,39
-0,315+0,10	11,57	23,26	7,93
-0,10+0,074	0,76	18,00	0,40
-0,074+0,044	3,67	18,78	2,04
-0,044+0,020	26,19	37,73	29,12
-0,020+0	25,76	36,53	27,73
Итого	100,0	33,935	100,0

Для доизвлечения хромита из мелких классов предусмотрено использование концентрационных столов, оборудования обезвоживания и склада концентрата в новом корпусе.

Для увеличения мощности винтовой установки предусматривается реконструкция существующей схемы с добавлением дополнительного количества винтовых сепараторов.

Готовым продуктом будет хромитовый концентрат, полученный в цикле гравитационного обогащения на концентрационных столах, складываемый после обесшламливания на складе, расположенном в новом корпусе.

В соответствии с проектом была произведена оценка воздействия корпуса обогащения мелких классов хромитовой руды обогатительной фабрики ТОО «Восход-Хром» на объекты окружающей среды. Воздействие на атмосферный воздух будет заключаться в возможных эмиссиях.

В проекте проведена оценка уровня загрязнения атмосферного воздуха вредными веществами, определены нормативы ПДВ для предприятия. Загрязняющие вещества будут поступать в атмосферу в период работы корпуса: через 4 источника загрязнения атмосферы, из которых все организованные источники; в период работы котельной: через 2 источника загрязнения атмосферы, из которых все организованные источники.

Значения максимальных приземных концентраций составляют на СЗЗ:

- на период работы корпуса: по пыли абразивной – 0,0085 ПДК, по остальным C_m менее 0,05 ПДК,
- на период работы котельной: по сероводороду – 0,0005 ПДК, по углеводородам – 0,014 ПДК, по суммации Σ_{31} – 0,0124 ПДК, по суммации Σ_{30} – 0,0032 ПДК.

Из всего можно сделать вывод, что по всем загрязняющим веществам на период работы корпуса и котельной предприятия выполняется требование нормативного качества атмосферного воздуха.

Рассеивание показало, что деятельность предприятия не повлечет за собой негативных последствий для изменения качества атмосферного воздуха в районе расположения предприятия.

Оценивая воздействие на почвенный покров ввиду того, что в выбросах котельной будут присутствовать в основном оксиды углерода, серы, азота и пыль неорганическая, не превышающие ПДК, можно считать, что влияние на почвенный покров будет минимальным. Также факт минимального влияния на почвенный покров подтверждает то, что по всем загрязняющим веществам будет выполняться требование нормативного качества атмосферного воздуха.

В целом, предполагается, что нагрузка на почвы будет минимальной и не изменит уже существующие уровни загрязнения почв загрязняющими веществами. Оценить уровень загрязнения можно будет при проведении мониторинговых плановых исследований.

Принятая проектом современная технология обогащения мелких классов хромитовой руды позволяет достигнуть высокой степени водоснабжения, что минимизирует негативное воздействие на водные объекты окружающей среды.

В соответствии с требованиями статьи 225 (п.8) Экологического кодекса, бытовые сточные воды, образуемые в процессе намечаемой хозяйственной деятельности, будут проходить очистку на очистных установках. Загрязняющие вещества в составе очищенных бытовых сточных вод будут содержаться в количествах, не превышающих значения ПДК, указанных в «Санитарно-эпидемиологических требованиях к водоисточникам, местам водозабора для хозяйственно-питьевых целей, водопользования и безопасности водных объектов» от 18.02.2012 года № 104.

Очищенные бытовые сточные воды будут передаваться в пруд для слива воды из хвостохранилища для дальнейшего использования в оборотном водоснабжении предприятия.

Воздействие на флору. Предполагается, что работа корпуса обогащения (период эксплуатации) не приведет к дополнительной нагрузке на существующее положение растительного покрова.

Воздействие на фауну. В целом, воздействие на представителей фауны незначительно, поскольку численность представителей животного мира низка, а территория предприятия невелика по площади. Предполагается, что расширение корпуса обогащения (период эксплуатации) не приведет к дополнительной нагрузке на существующее положение животного мира.

Воздействие на социальную среду. Предусмотренное расширение корпуса не окажет влияния на санитарно-эпидемиологическое благополучие населения города.

Расчеты рассеивания загрязняющих веществ подтвердили, что на границе СЗЗ нет превышений нормативов загрязнения атмосферного воздуха.

Проект также включает проведение производственного мониторинга на заводе ТОО «Восход-Хром» по разработанной заранее Программе. Рекомендуются дополнительно осуществлять контроль за состоянием атмосферного воздуха на границе СЗЗ завода в период запуска корпуса и должен проводиться не реже четырех раз в год на основные ЗВ: азота оксид, азота диоксид, серы диоксид, углерод оксид, пыль неорганическая (20-70 % и ниже 20% двуокиси кремния). Количество точек отбора не должно быть менее 5 (4 – на границе СЗЗ, 1 – фон).

Также в План мероприятий в части рационального использования водных ресурсов необходимо включить мероприятие по ведению учета воды в корпусе.

Источники

- 1 М. Ружичка, Я.Коуделакова. Использование малоотходных технологий и отходов в ЧСФР // Малоотходные и безотходные технологии. – Москва: Материалы Международной научно-технической конференции стран - членов СЭВ, 1990. – 18 с.

- 2 Пояснительная записка к проекту «Пояснительная записка реконструкции участка обогащения мелких классов хромитовой руды на обогатительной фабрике ТОО «Восход-Хром»». Т. 2. Алматы: Филиал ГНПОПЭ «Казмеханобр», 2015.
- 3 ГОСТ 17.2.3.02-78. Охрана природы. Атмосфера. Правила установления допустимых выбросов вредных веществ промышленными предприятиями.
- 4 РНД 211.2.02.04-2004. Методическое пособие по расчету, нормированию и контролю выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух. С.-Пб., 2002. – 127 с.
- 5 Методика по проведению инвентаризации вредных физических воздействий на атмосферный воздух и их источников. Утв. приказом Министра охраны окружающей среды Республики Казахстан от 18.07.2007 года №229-п.
- 6 РНД 211.2.01.01-97. Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. Алматы, 1997. – 93 с.
- 7 Методика расчета концентраций вредных веществ в атмосферном воздухе от выбросов предприятий. Приложение 18 к приказу Министерства ООС РК от 18.04.2008г №100-п.
- 8 Методика определения нормативов эмиссий в окружающую среду (Приложение к приказу и.о. Министра окружающей среды и водных ресурсов РК от 11.12.2013 № 379-Ө).
- 9 РНД 211.2.02.02-97 «Рекомендации по оформлению и содержанию проекта нормативов предельно допустимых выбросов в атмосферу (ПДВ) для предприятий», Алматы, 1997.
- 10 Методика расчета выбросов загрязняющих веществ в атмосферу для тепловых электростанций и котельных. Утв. Приказом Мин ООСРК от 18 апреля 2008г №100-п (Приложение 4).
- 11 ГОСТ 17.4.3.06-86 Охрана природы. Почвы. Общие требования к классификации почв по влиянию на них химических загрязняющих веществ. –Введ. с 01.07.87. – М.: Издательство стандартов, 1987. – 5 с.
- 12 Правила приема сточных вод в системы водоотведения населенных пунктов, утв. постановлением Правительства РК №788 от 28.05.2009г.
- 13 Санитарно–эпидемиологические правила «Санитарно-эпидемиологические требования к водоисточникам, местам водозабора для хозяйственно-питьевых целей, хозяйственно-питьевому водоснабжению и местам культурно-бытового водопользования и безопасности водных объектов», утв. Постановлением Правительства РК № 104 от 18.01.2012 г.
- 14 Кубанская З. В. Растительный покров Карагандинской области его кормовая характеристика. Труды Карагандинской объединенной научной сессии, т. 6, 1959. Алма-Ата.
- 15 Гвоздев Е.В. и соавт. Книга Генетического Фонда фауны Казахской ССР. Алма-Ата. "Наука" Казахской ССР 1989.

Секция 3

Новые технологии металлургической переработки минерального и техногенного сырья

Анализ факторов, влияющих на гидрогенизацию тяжелого углеводородного сырья

*Ахметкаримова Ж.С.¹, Ордабаева А.Т.¹, Дюсекенов А.М.²,
Мулдахметов Ж.Х.¹, Байкенов М.И.²*

(¹Институт органического синтеза и углехимии РК, г. Караганды, Казахстан,

²КарГУ им. Е.А. Букетова, г. Караганды, Казахстан)

Методом планирования эксперимента с использованием композиционного плана Бокса-Уилсона были определены оптимальные условия проведения процесса, гидрогенизации фракции первичной каменноугольной смолы до 175⁰С. Установлено, влияние различных факторов, таких как, температура протекания процесса, время протекания реакции, давление водорода и количество добавляемого катализатора. Рассчитано уравнение регрессии, значимость уравнения оценена параметрическими критериями статистики (критерий Стьюдента и Фишера).

Ключевые слова: гидрогенизация, первичная каменноугольная смола, давление водорода.

Большое количество экспериментальных задач в химии и химической технологии формулируются как задачи экстремальные: определение оптимальных условий процесса, оптимального состава композиций и т.д. Благодаря оптимальному расположению точек в факторном пространстве и линейному преобразованию координат, удастся преодолеть недостатки классического регрессионного анализа, в частности корреляцию между коэффициентами регрессии.

Планирование эксперимента позволяет варьировать одновременно все факторы и позволяет получать количественные оценки основных эффектов и эффектов взаимодействия.

В работах [1-3] рассмотрена гидрогенизация модельных объектов в присутствии синтезированных наноразмерных катализаторов на основе оксида железа. Установлено, что нанокатализатор Fe₃O₄ проявляет высокую активность и селективность по сравнению с другими синтезированными катализаторами (β-FeOOH и Fe₂O₃) [4].

В процессе гидрогенизации тяжелого углеводородного сырья основная задача – это увеличение выхода жидких продуктов за счет передачи водорода в реакционную смесь [5]. Такие соединения называются донорами водорода. В качестве донора водорода могут выступать различные растворители, фракции каменноугольной смолы, нефтепродукты, высоковязкая нефть и ее фракции. Термодинамические расчеты позволяют установить оптимальную степень насыщенности водородом молекул доноров [6].

Изучение процесса гидрогенизации высокомолекулярных веществ с превращением их в низкомолекулярные [7] показывает, что этот процесс зависит от ряда факторов, из которых к основным следует отнести: давление, температуру, продолжительность нагрева при температуре опыта, скорость нагрева и катализаторы.

В данной работе для определения оптимальных условий гидрогенизации фракции первичной каменноугольной смолы в присутствии нанокатализатора применён метод планирования многофакторных экспериментов [8]. При планировании полного факторного эксперимента реализуются все возможные комбинации факторов на всех выбранных для исследования уровнях. Необходимое количество опытов *N* определяется по формуле (1):

$$N=2^k+2k+n \quad (1)$$

где *n* – количество уровней; *k* – число факторов.

В качестве факторов, от которых зависит, процесс гидрогенизации фракции первичной каменноугольной смолы (ПКС) были, выбраны следующие: z_1 – температура процесса, $^{\circ}\text{C}$; z_2 – продолжительность процесса гидрогенизации, мин; z_3 – количество катализатора, добавляемого к фракции ПКС, %; z_4 – начальное давление водорода, МПа.

В связи с тем, что целью данного исследования был анализ параметрической чувствительности процесса, в качестве плана эксперимента был выбран ортогональный план второго порядка, обеспечивающий равенство нулю всех ковариаций между коэффициентами в уравнении регрессии. Координаты центра плана, интервалы варьирования и уровни исследования приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Уровни изучаемых факторов

	Z_1	Z_2	Z_3	Z_4
Z_j^0	400	50	0,2	1,5
ΔZ_j	20	10	0,1	0,5
1	420	60	0,3	2,0
-1	380	40	0,1	1,0
1,61	440	70	0,35	2,5
-1,61	360	30	0,05	0,5

Ортогональный план матрицы эксперимента представлен в таблице 2.

Таблица 2 – План матрицы эксперимента гидрогенизации фракции ПКС

№ опыта	x_0	x_1	x_2	x_3	x_4	y
1	1	-1	-1	-1	-1	78,50
2	1	-1	0	0	0	77,00
3	1	-1	1	1	1	74,95
4	1	0	-1	0	1	79,60
5	1	0	0	1	-1	61,40
6	1	0	1	-1	0	69,40
7	1	1	-1	-1	1	77,30
8	1	1	0	0	-1	78,35
9	1	1	1	1	0	79,05
10	1	-1	-1	1	-1	73,75
11	1	-1	0	-1	0	77,10
12	1	-1	1	0	1	84,25
13	1	0	-1	1	0	76,55
14	1	0	0	-1	1	79,80
15	1	0	1	0	-1	82,60
16	1	1	-1	0	0	87,00
17	1	1	0	1	1	71,55
18	1	1	1	-1	-1	77,85
19	1	-1	1	-1	-1	73,75
20	1	1,61	0	0	0	91,03
21	1	-1,61	0	0	0	63,31
22	1	0	1,61	0	0	79,65
23	1	0	-1,61	0	0	51,73

Продолжение таблицы 2

24	1	0	0	1,61	0	90,78
25	1	0	0	-1,61	0	52,57
26	1	0	0	0	1,61	69,40
27	1	0	0	0	-1,61	61,40

где y – степень извлечения жидких продуктов, %.

Параметры плана: $k - 4$; $n_0 - 3$; $\alpha - 1,61$; количество уровней $N - 27$.

Благодаря ортогональности матрицы планирования все коэффициенты регрессии определяются независимо друг от друга по формуле (2):

$$b_j = \frac{\sum_{i=1}^N x_{ji} y_i}{\sum_{i=1}^N x_{ji}^2} \quad (2)$$

По результатам экспериментов рассчитаны коэффициенты регрессии и их ошибки:

$b_0 = 75,02$	$b_1 = 2,05$	$b_2 = 4,07$
$b_3 = -4,14$	$b_4 = -1,65$	$b_{11} = 47,86$
$b_{12} = -3,15$	$b_{13} = -5,05$	$b_{14} = 2,12$
$b_{21} = -3,15$	$b_{22} = 43,79$	$b_{23} = -2,19$
$b_{24} = -2,84$	$b_{31} = -0,18$	$b_{32} = -2,20$
$b_{33} = 45,82$	$b_{34} = 3,01$	$b_{41} = 2,12$
$b_{42} = -2,84$	$b_{43} = 3,01$	$b_{44} = 43,00$
$b_{1234} = -0,01$		

Значимость коэффициентов уравнений регрессии оценена по критерию Стьюдента в соответствии с формулой (3):

$$t_j = |b_j| / s_{b_j} \quad (3)$$

где b_j – j -ный коэффициент уравнения регрессии; s_{b_j} – среднее квадратичное отклонение j -го коэффициента.

$t_0 = 167,66$	$t_1 = 4,58$	$t_2 = 9,09$
$t_3 = -9,25$	$t_4 = -3,66$	$t_{11} = 106,96$
$t_{12} = -7,04$	$t_{13} = -11,29$	$t_{14} = 4,74$
$t_{21} = -7,04$	$t_{22} = 97,86$	$t_{23} = -4,89$
$t_{24} = -6,35$	$t_{31} = -4,04$	$t_{32} = -4,92$
$t_{33} = 102,4$	$t_{34} = 6,73$	$t_{41} = 4,74$
$t_{42} = -6,35$	$t_{43} = 6,73$	$t_{44} = 96,1$
$t_{1234} = -0,02$		

Табличное значение критерия Стьюдента для уравнения значимости $p = 0,05$ и числа степеней свободы $f = n_0 - 1 = 2$; $t_p(f) = 4,3$.

Таким образом, коэффициенты b_3 , b_4 , b_{12} , b_{13} , b_{21} , b_{23} , b_{24} , b_{31} , b_{32} , b_{42} , b_{1234} незначимы и их следует исключить из уравнения регрессии. После исключения незначимых коэффициентов уравнение регрессии имеет вид:

$$\hat{y} = 75,02 + 2,05x_1 + 4,07x_2 + 2,12x_1x_4 + 3,01x_3x_4 + 2,12x_4x_1 + 3,01x_4x_3$$

С целью проверить значимость коэффициентов регрессии и адекватность уравнения были поставлены дополнительно параллельные опыты. Дисперсия воспроизводимости посчитана по трем опытам в центре плана:

$$\overline{y^0} = \frac{\sum_{u=1}^3 y_u^0}{3} = 81,33 \quad (4)$$

где:

$$y_1 = 79,8\%$$

$$y_2 = 81\%$$

$$y_3 = 83,2\%$$

$$y_u = 244\%$$

Проверку адекватности полученного уравнения осуществили по критерию Фишера:

$$F = \frac{s_{\text{ост}}^2}{s_{\text{воспр}}^2}; \quad (5)$$

Зависимости влияния различных факторов (температура процесса, продолжительность процесса гидрогенизации, количество катализатора, добавляемого к фракции ПКС и начальное давление водорода) на процесс гидрооблагораживания фракции ПКС представлены на рисунках 1-4.

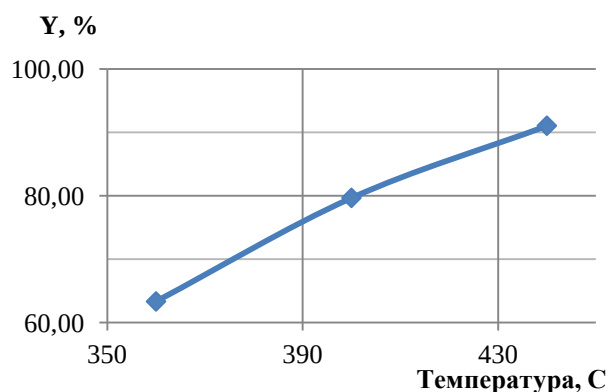


Рисунок 1 – Влияние температуры на степень гидрогенизации фракции ПКС

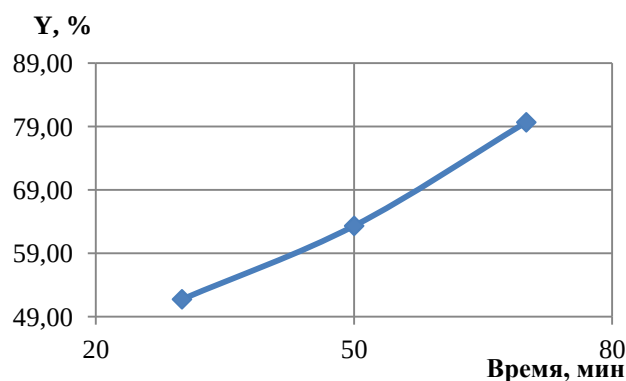


Рисунок 2 – Влияние продолжительности взаимодействия на степень гидрогенизации фракции ПКС

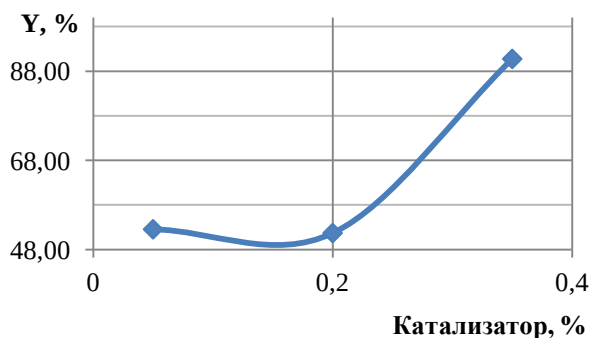


Рисунок 3 – Влияние содержания катализатора на степень гидрогенизации фракции ПКС

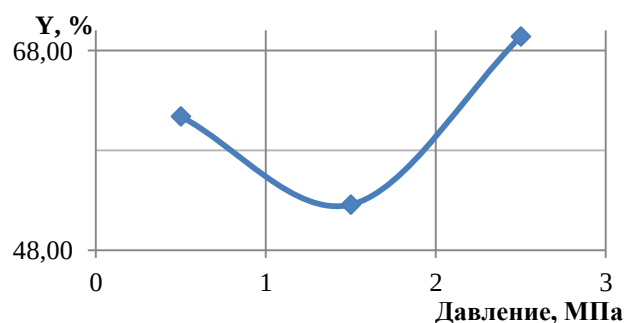


Рисунок 4 – Влияние давления водорода на степень гидрогенизации фракции ПКС

Полученные уравнения адекватны эксперименту $F_{\text{расч}} = 6,55$. Табличное значение критерия Фишера $F_{\text{табл}} = 19,45$ для уровня значимости $f_1 = 24$, $f_2 = 2$. Следовательно, полученное уравнение регрессии адекватно описывает эксперимент.

Анализ параметрической чувствительности процесса по уравнениям регрессии показан на рисунках 1-4. Расчеты сделаны для центра плана. Степень гидрогенизации фракции ПКС возрастает с увеличением температуры, продолжительности и содержания добавляемого катализатора (рисунки 1-3).

Таким образом, проведена гидрогенизация фракции ПКС в присутствии нанокатализатора Fe_3O_4 . Проанализировано влияние таких факторов как температура процесса, длительность протекания процесса, количество добавляемого нанокатализатора, а также начальное давление водорода. Установлены оптимальные условия процесса гидрогенизации. Оптимальными условиями процесса гидрогенизации фракции ПКС являются температура 420°C , продолжительность 60 мин, количество добавляемого катализатора от 0,1 до 0,5% и начальное давление водорода 3 МПа.

Источники

- 1 Байкенов М.И., Гудун К.А., Ахметкаримова Ж.С. Catalytic hydrogenation of anthracene – benzothiophene model blend in the presence donor of hydrogen // Journal of International Scientific Publication: Materials, Methods&Technologies. – URL:<http://www.scientific-publications.net/>, 2012. – Vol. 6. – P.1. – P. 314-320.
- 2 Akhmetkarimova Zh.S., Baikenov M.I., Fengyun Ma. Hydrogenation of model objects and the fraction of primary coal tar // European Applied Sciences. – 2013. – №3. – P.71-73.
- 3 Ма Фэн Юнь, Байкенов М.И., Ахметкаримова Ж.С. Гидрогенизация модельных объектов и фракции первичной каменноугольной смолы // Вестник Карагандинского университета. – Серия «Химия». – 2013, №1(69). – С. 44-48.
- 4 Гюльмалиев А.М., Головин Г.С., Гладун Т.Г. Теоретические основы химии угля. – М.: МГГУ, 2003. – 550 с.
- 5 Малолетнев А.С., Кричко А.А., Гаркуша А.А. Получение синтетического жидкого топлива гидрогенизацией углей. – М.: Недра, 1992. – 128 с.
- 6 Ахметкаримова Ж.С., Мулдахметов З.М., Мейрамов М.Г., Ордабаева А.Т., Мулдахметов Ж.Х., Байкенов М.И. Расчет термодинамических функций легкой фракции первичной каменноугольной смолы // Доклады НАН РК. – 2015, №3. – С.80-87.
- 7 Ахметкаримова Ж.С., Байкенов М.И., Мейрамов М.Г., Ма Фэн Юнь. Изомеризация фенолов фракции каменноугольной смолы // Химия твердого топлива. – 2014, №3. – С.65-70.
- 8 Заманов В.В., Кричко А.А., Озеренко А.А., Фросин С.Б. Переработка смесей сырого коксохимического бензола и дистиллятов смолы // Химия твердого топлива. – 2005, № 3. – С. 67-70.

Выплавка высокопрочной стали с карбонитридным упрочнением

*Ахметов А.Б.¹, Швецов А.Н.¹, Кусаинова Г.Д.¹, Омаров М.Х.¹, Добромилов А.А.²,
Вертунов К.Ю.², Саврасов А.И.²*

*(¹ Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева» г. Караганда, Казахстан,
² АО «АрселорМиттал Темиртау», г. Темиртау, Казахстан)*

Приводится опыт выплавки стали высокой категории прочности Х80 в кислородном конвертере с оценкой нового метода, обеспечивающего получение мелкозернистой структуры на стадии формирования сляба

Ключевые слова: трубная сталь, карбонитрид.

В последние годы для повышения механических свойств стали широкое применение нашла технология микролегирования металла ванадием, ниобием, титаном и алюминием. Механизм карбонитридного упрочнения стали хорошо изучен, однако существующая на сегодняшний день технология раскисления и легирования стали не всегда обеспечивает ожидаемые результаты упрочнения [1].

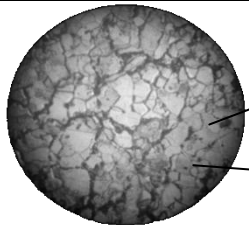
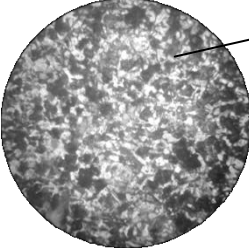
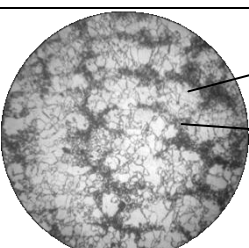
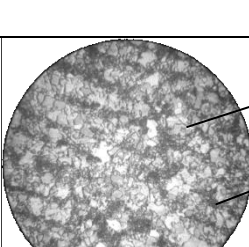
Целью настоящей работы, проведенной лабораторией Металлургии стали и материаловедения Химико-металлургического института им. Ж. Абишева ставилась разработка технологии микролегирования стали, обеспечивающая стабильное улучшение служебных характеристик высокопрочных сталей применительно к условиям их выплавки кислородно-конвертерным процессом на АО «АрселорМиттал Темиртау».

В ходе работы, на основании результатов исследований микроструктуры опытных образцов и образцов низколегированных сталей текущего производства АО «АМТ», разработана концепция гарантированного получения высоких механических характеристик готового проката, включившая в себя: оптимизацию технологии выплавки стали в конвертерах, обеспечивающую чистоту металла по вредным примесям (фосфору и сере); изменение порядка ввода в сталь микролегирующих добавок с учетом физико-химических свойств легирующих элементов и кинетических условий микролегирования; температурный и количественный режим присадок; максимальное удаление вредных примесей при внепечной обработке стали.

Основные положения концепции апробированы при выплавке, раскислении и легировании стали в лабораторных условиях. Выплавку опытных образцов производили на лабораторной печи Таммана в алундовых тиглях. После расплавления металлошихты, при температуре 1580-1590 °С в полученный расплав в разной последовательности вводили феррованадий, феррониобий, ферротитан. Целью ставилось определение влияния последовательности присадок на микроструктуру стали и размер зерна.

Для определения наследственной микроструктуры произвели аустенизацию образцов опытного металла. Образцы металла, выплавленные и раскисленные при одинаковых условиях, были помещены в муфельную печь и нагреты до 1200 °С (аустенитная область диаграммы железо – углерод). Выдержка металла в печи при указанной температуре составила 20 минут. Металл охлаждался в печи до комнатной температуры в течение 120 минут. Как показали исследования микроструктуры стали опытных образцов после аустенизации, микролегирование стали отдельными карбонитридообразующими элементами приводит к измельчению зерна на 1 – 2 балла (таблица 1) по сравнению со сталью без присадки микролегирующих добавок. При комплексном микролегировании ванадием, титаном и ниобием наиболее мелкое зерно получено в случае их присадки в определенном ранее проведенном в рамках исследований порядке: ванадий – ниобий – титан (таблица 1).

Таблица 1 – Микроструктура стали лабораторных плавок с присадкой микролегирующих добавок в различной последовательности

Последовательность микролегирования	Структура стали при увеличении x250	Балл зерна
1	2	3
Образец опытной стали без присадки микролегирующих элементов		Структура стали феррито-перлитная размер зерна достигает до 4-5 баллов.
Ферротитан – феррониобий – феррованадий		Разнозернистая игольчатая структура феррита и перлита. Балл зерна 5 – 6.
Феррониобий – феррованадий – ферротитан		Разнозернистая структура из игольчатого феррита (светлые зерна) и перлита (темные зерна), балл зерна 5 – 6, отдельные зерна – 7 баллу.
Феррованадий – феррониобий – ферротитан		Разнозернистая игольчатая структура феррита и перлита. Балл зерна 6 – 7.

Исследование микроструктуры образцов стали, выплавленной в лабораторных условиях, подтвердило зависимость структуры металла от последовательности присадки микролегирующих элементов.

Таким образом, результаты лабораторных исследований подтвердили принятую нами концепцию управления наследственным размером зерна стали за счет изменения последовательности микролегирования и массы присадок микролегирующих добавок. Стехиометрические расчеты и данные термодинамического анализа показали, что при действующей технологии микролегирования и массе присадок алюминия и титана, практически весь азот (при его концентрации в стали от 0,004 до 0,007 %) в первую очередь будет связан в их нитриды. Концепцией, разработанной нами [2], предусмотрено снижение содержания в готовой стали титана до 0,03 % и алюминия до 0,05 %, с присадкой ванадия и ниобия перед подачей титана и алюминия, для минимизации их свойств конкурирующих образованию необходимых нитридов ванадия и ниобия.

С учетом результатов лабораторных исследований на АО «АМТ» в 300-тонном кислородном конвертере проведены промышленные испытания разработанной технологии с выплавкой трубной стали 09Г2ФБ с химическим составом, соответствующим требованиям к трубным сталям по ГОСТ Р 52079 – 2003 и API spec 5L (таблица 2).

Таблица 2 – Химический состав опытной стали

Массовая доля химических элементов, %												
C, не более	Mn	Si	Al	V	Nb	Ti	S	P	Cr	Ni	Cu	N
0,08	1,5-1,7	0,15-0,35	0,02-0,05	0,02-0,05	0,03-0,05	0,03	0,005	0,020	0,02	0,02	0,02	0,012

Выплавку стали производили по технологии с ранним скачиванием кислого шлака и промежуточной повалкой конвертера. Выпуск металла произведен при температуре 1645 °С. При раскислении стали во время выпуска расход алюминия ограничили, с учетом его полного окисления, легирование титаном во время выпуска плавки не производили.

Обработку стали на УПК производили в следующей последовательности:

- продувка металла аргонem через донные продувочные блоки для усреднения химического состава металла и температуры;
- нагрев металла электрической дугой;
- измерение температуры, окисленности и отбор проб металла и шлака;
- десульфурация металла белым шлаком;
- экспресс-анализ проб металла и шлака;
- микролегирование стали производилась в последовательности – ванадий-ниобий-титан, при температуре 1590 °С;
- доводка химического состава металла путем ввода необходимых кусковых ферросплавов и алюминия в пирамидах и в проволоке.

Между присадками феррованадия, феррониобия и ферротитана производилась выдержка (5 -25 минут), остальные операции – наводка шлака, нагрев, продувка аргонem велись независимо от выдержек. Химический состав полученной опытной стали, полностью соответствовал заданному составу трубной стали марки 09Г2ФБ (таблица 3).

Таблица 2 – Химический состав опытной стали

Массовая доля химических элементов, %												
C	Mn	Si	Al	V	Nb	Ti	S	P	Cr	Ni	Cu	N
0,06	1,58	0,21	0,034	0,027	0,057	0,020	0,004	0,016	0,02	0,04	0,05	0,004

Углеродный эквивалент в стали при требованиях стандарта Сэ не более 0,43%, составил:

$$C_s = C + Mn/6 + (Cr + Mo + V)/5 + (Ni + Cu)/15 + 15B = 0,33 \quad (1)$$

Коэффициент свариваемости, при требовании не более 0,25% составил:

$$C_{pcm} = C + Si/30 + (Mn + Cu + Cr)/20 + Ni/60 + (Mo + V)/15 + 5B = 0,15 \quad (2)$$

При оценке макроструктуры полнопрофильного темплета сляба степень развития осевой ликвации была незначительной (балл 0,5). Остальные дефекты в макроструктуре опытных плавок отсутствовали.

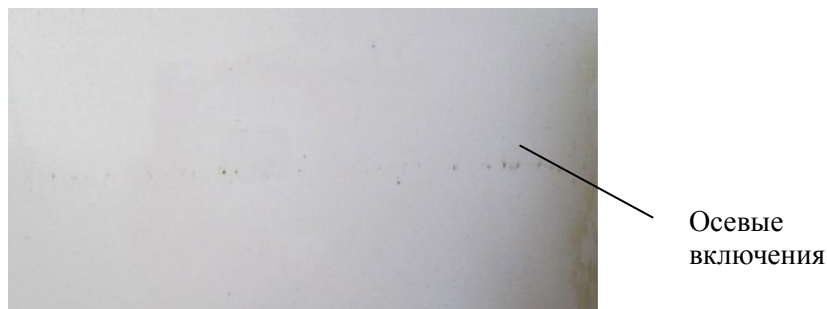


Рисунок 1 – Макроструктура опытного сляба

Загрязненность стали неметаллическими включениями определяли по ГОСТ 1778-70 (Сталь. Металлографические методы определения неметаллических включений), ликвацию неметаллических включений согласно действующей методике МВИ-ККЦ-93-04. В результате проведенных металлографических исследований было установлено незначительное количество неметаллических включений по толщине темплета, представляющих собой глобулярные, разрозненные, комплексные соединения алюмосиликатов $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$ не превышающих 1,5 балла, а также единичные комплексные включения типа $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2 \cdot \text{MeS}$ не превышающих 1,0 балла, рисунки 2, 3. Как видно из рисунка 1 осевые включения не превышают 1 балла. Наблюдаются также единичные, мелкие включения нитридов титана (TiN).

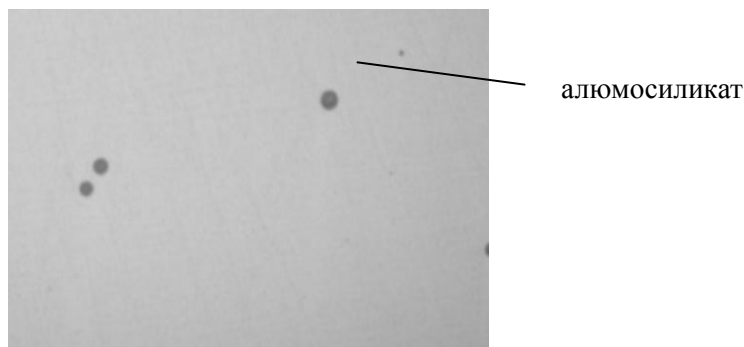


Рисунок 2 – Алюмосиликаты ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$), свет отраженный, $\times 200$

Как видно из рисунков 1, 2, неметаллические включения в металле опытной плавки представлены продуктами реакции взаимодействия элементов-раскислителей (Al, Mn, Si) с кислородом.

Результаты испытаний технологии ХМИ однозначно указывают на принципиальную возможность выплавки стали X80 требуемого качества и с высокими технико-экономическими показателями в условиях ККЦ АО «АМТ».

Выводы:

1. Исследования, проведенные Химико-металлургическим институтом в лабораторных и промышленных условиях, показали возможность получения мелкозернистой структуры высокопрочной стали с наследуемым размером зерна за

счет регулирования порядка и количества введения в сталь карбо- нитридообразующих элементов.

2. Согласно разработанной институтом концепции соблюдения очередности и массы присадок микролегирующих элементов, наряду с неукоснительным соблюдением требований по содержанию вредных примесей в стали, возможно получение комплекса служебных и прочностных характеристик трубного металла на уровне требований международных стандартов к стали категории прочности X80.

3. Предварительные данные анализа лабораторных и промышленных испытаний предложенной нами технологии карбонитридного упрочнения стали, позволяют говорить о дефиците азота для образования нитридов ванадия и ниобия.

Источники

- 1 Гольдштейн М.И. и др. Карбонитридное упрочнение низколегированных сталей. // Сталь. – 1977, №9. – С. 833-837.
- 2 Инновационный патент № 28458 Способ выплавки и легирования низколегированной трубной стали X80 / Ахметов А.А., Швецов А.Н., Огурцов Е.А., Кусаинова Г.Д., Саденова А.М., Омаров М.Х.; опубл. 15.05.14, Бюл. №5.

Кинетика процесса гидрогенизации угля в присутствии нанопорошка железа

Балтабаева А. Б., Оразова Н. А., Айтбекова И. Д., Байкенов М. И.
(КарГУ им. академика Е. А. Букетова, г. Караганда, Казахстан)

Представлены результаты кинетики термодеструкции угля, каталитическая гидрогенизация угля и фракции первично-каменноугольной смолы с темп. кип. выше 270⁰С и гидрогенизация антрацена в среде этанола, кавитационная переработка гексана и нефтяной фракции 200 – 300⁰С.

Ключевые слова: нанокатализатор, антрацен, нафталин, фракция, первичная каменноугольная смола, гидрогенизация.

Незначительная зольность (5,0 %) и достаточно высокое содержание водорода (5,4 %) позволяют рассматривать уголь Шубаркольского месторождения как благоприятное сырьё для гидрогенизационной переработки в жидкое топливо под давлением водорода не выше 10 МПа. В химическом составе минеральной части угля установлено содержание (масс. %): SiO₂ – 59,9; Al₂O₃ – 18,3; Fe₂O₃ – 12,3; CaO – 0,9; MgO – 1,7; TiO₂ – 1,0; P₂O₅ – 0,14; SO₃ – 1,7.

К изучению кинетики процессов термической деструкции по данным термогравиметрического анализа существует ряд подходов. Наиболее разработаны они для тех случаев, когда процесс проходит в одну стадию или стадии далеко разнесены по температурным интервалам и потому легко поддаются разделению на отдельные брутто-процессы. Как правило, предполагают протекание процесса по уравнению скорости реакции порядка x , подчиняющейся зависимости Аррениуса [1]:

$$\frac{dm}{dt} = -k_0 e^{-E/RT} \cdot m^x, \quad (1)$$

где: m – масса нелетучего вещества пробы в момент времени τ ; E – энергия активации; k_0 – предэкспоненциальный множитель; R – универсальная газовая постоянная; T – абсолютная температура; x – порядок реакции.

Следует заметить, что в данном случае речь должна идти не о кинетических константах вполне определенных реакций индивидуальных веществ, а о некоторых параметрах суммарных процессов термического разложения, описывающих зависимость изменения общей массы образца при повышении его температуры с определенной скоростью. По этой причине часто невозможно использовать величины k_0 , E , x , определенные в одних условиях термической деструкции, для описания термического разложения того же вещества, в других условиях, например, с другой скоростью подъема температуры.

Часто для определения кинетических параметров реакции используют одну точку кривой ТГ с максимальной скоростью деструкции, и полученные результаты переносят на всю кривую в целом, что не всегда обоснованно. Тем более такой способ неприемлем при недостаточной определенности системы, включающей три неизвестных параметра. Например, сначала по степени превращения массы исходного вещества в точке перегиба оценивают порядок реакции деструкции, а затем, зная порядок, степень превращения и температуру в этой точке, определяют энергию активации и предэкспоненциальный множитель изучаемого процесса. Очевидно, что при таком подходе при расчёте каждого следующего параметра ошибка его определения нарастает очень быстро. Правда, определенность системы можно повысить, приняв $x = 1$, что для процессов деструкции часто является оправданным.

Выбор первого порядка выгоден также тем, что размерность k_0 включает тогда только время, и безразлично, в каких единицах измеряется количество вещества.

Более перспективны методы, использующие для определения кинетических параметров процесса весь участок кривой термогравиметрии, относящихся к одной брутто-стадии. Этот путь позволяет заметно повысить надежность их определения, хотя и требует большой вычислительной работы с применением компьютера [2].

В результате проведения термогравиметрического анализа получены кривые термической деструкции угля без и в присутствии каталитической добавки в виде нанопорошка железа (в количестве 1 %, 3 %, 5 % на органическую массу угля ОМУ), обнаруживающие две макростадии процесса.

Первая стадия связана с испарением воды, выделением кислородсодержащих газов за счёт разложения боковых групп макромолекул (т.к. углерод-кислородные связи наименее стабильны в термическом отношении). На данной стадии происходят преимущественно разрыв связей между основными структурными звеньями, отщепление и частичный распад боковых цепей, частично удаляются O_2 , N_2 , S . Выход летучих веществ в этой области невелик. Во второй стадии наблюдается возрастание интенсивности группы реакций термосинтеза вследствие повышения реакционной способности веществ нагреваемой органической массы угля (ОМУ). При этом могут происходить реакции распада оксиароматических и гетероциклических фрагментов, а также термохимические превращения гуминовых веществ и синтез на их основе новых более термоустойчивых соединений, увеличение числа непредельных связей, скорость образования летучих веществ при этом увеличивается. При дальнейшем повышении температуры интенсифицируются реакции ароматизации и полициклизации (с отщеплением газообразных продуктов, преимущественно H_2 , и в меньшем количестве – CH_4 , CO , N_2), происходит формирование более высокомолекулярных полициклических систем сетчатого строения.

Каждая из стадий представлена S-образной линией. Такая форма объясняется тем, что сначала скорость реакции растет за счёт увеличения константы скорости по уравнению Аррениуса, а затем скорость деструкции падает в связи с разложением реагента.

Для обработки полученных кривых процесс термической деструкции угля представим следующим образом: исходное вещество А последовательно разлагается, образуя промежуточный твёрдый продукт В и летучий продукт P_1 . Затем В переходит в следующий промежуточный продукт С и выделяет летучий продукт P_2 и т. д.:



Процесс термической деструкции в целом описываем схемой последовательных реакций первого порядка. За скоростью процесса следим по общему накоплению летучих веществ, т.е. измеряем их массу за определённый промежуток времени, масса выделившихся летучих веществ при этом равна потере массы твёрдого образца.

Скорость выделения летучих веществ на каждой стадии, как правило, можно описать уравнением реакции первого порядка с последующим определением констант скорости стадий.

Массы летучих веществ, выделяющихся на каждой стадии, различны, а число молей, участвующих в реакции, неизвестно. В связи с этим будем условно считать, что на каждой стадии разлагается одно и то же число молей реагента, равное числу молей исходного вещества $n_{A,0}$. Максимальное число молей летучих продуктов, которое может выделиться на каждой стадии, также будет равно $n_{A,0} = n_{P1max} = n_{P2max}$.

Таким образом, для нахождения кинетических параметров процесса термической деструкции угля без и в присутствии каталитической добавки (в количестве 1 %, 3 %, 5 % на ОМУ) на основании каждой кривой получены величины масс выделившихся

летучих веществ. Построим зависимости масс выделившихся летучих веществ от времени. Установим величины m_{imax} по горизонтальным участкам кривых. В выбранных точках к кривым проведём касательные, по тангенсу угла наклона которых находим величины скорости изменения массы образца r_i .

Подбор параметров $a_i = \ln k_{0i}$ и $b_i = E_i/R$ осуществляем путем линеаризации уравнения скорости соответствующей стадии:

$$\ln \frac{r_i}{m_{\text{imax}} - m_i} = a_i - \frac{b_i}{T_0 + \beta \tau} \quad (3)$$

Это уравнение прямой линии $y = bx + a$ в координатах: $\ln \frac{r_i}{m_{\text{imax}} - m_i} - 1/T$, построим зависимость $-\ln[r_i/(m_{\text{imax}} - m_i)]$ от $10^3/T$ для каждого образца (рисунки 1 а – г) и проведём обработку полученных кривых с помощью метода наименьших квадратов (МНК).

Обработка кривых, представленных на рисунке 1 (а) с помощью МНК дала следующие результаты:

I стадия (стандартное отклонение у от расчётных $Sy = 0.324$):

$\ln k_0 = -9,8$; $k = 5,55 \cdot 10^{-5} \text{ мин}^{-1}$; $E/R = 4500$; $E = 37,41 \cdot 10^3 \text{ Дж/моль} = 37,41 \text{ кДж/моль}$

II стадия (стандартное отклонение у от расчётных $Sy = 0.37$): $\ln k_0 = -8,7$; $k = 1,67 \cdot 10^{-4} \text{ мин}^{-1}$; $E/R = 7500$; $E = 62,36 \cdot 10^3 \text{ Дж/моль} = 62,36 \text{ кДж/моль}$

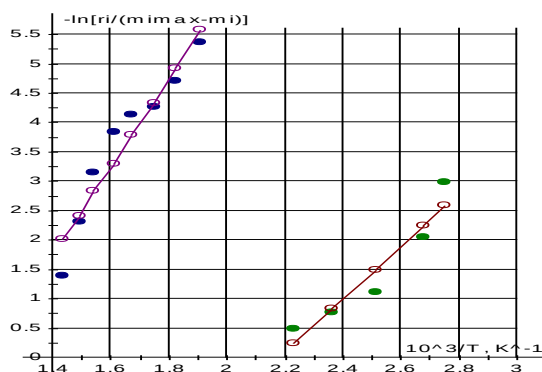


Рисунок 1 (а) - Линеаризация температурной зависимости скорости термодеструкции угля

Обработка кривых, представленных на рисунке 1 (б) с помощью МНК дала следующие результаты:

I стадия (стандартное отклонение у от расчётных $Sy = 0.2$):

$\ln k_0 = -9,1$; $k = 1,12 \cdot 10^{-4} \text{ мин}^{-1}$; $E/R = 4200$; $E = 34,92 \cdot 10^3 \text{ Дж/моль} = 34,92 \text{ кДж/моль}$

II стадия (стандартное отклонение у от расчётных $Sy = 0.45$): $\ln k_0 = -7,4$; $k = 6,11 \cdot 10^{-4} \text{ мин}^{-1}$; $E/R = 6600$; $E = 54,87 \cdot 10^3 \text{ Дж/моль} = 54,87 \text{ кДж/моль}$

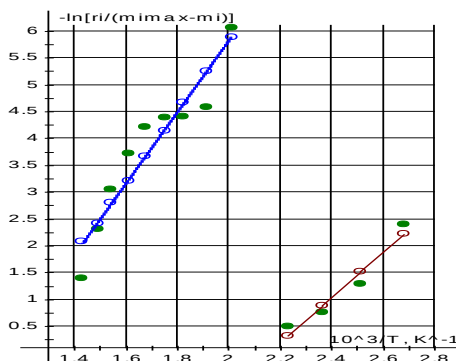


Рисунок 1 (б) - Линеаризация температурной зависимости скорости термодеструкции угля в присутствии 1 % каталитической добавки

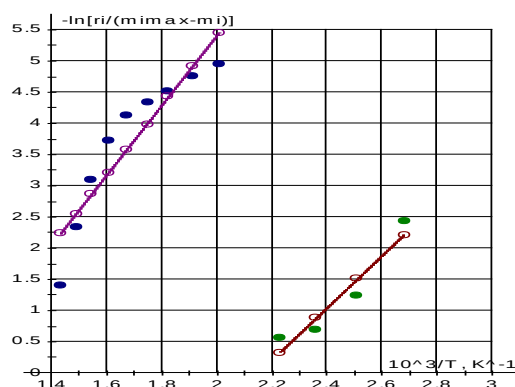


Рисунок 1 (в) - Линеаризация температурной зависимости скорости термодеструкции угля в присутствии 3 % каталитической добавки

Обработка кривых, представленных на рисунке 1 (в) с помощью МНК дала следующие результаты:

I стадия (стандартное отклонение у от расчётных $S_y = 0.262$):

$\ln k_0 = -9,0$; $k = 1,23 \cdot 10^{-4} \text{ мин}^{-1}$; $E/R = 4200$; $E = 34,92 \cdot 10^3 \text{ Дж/моль} = 34,92 \text{ кДж/моль}$

II стадия (стандартное отклонение у от расчётных $S_y = 0.465$): $\ln k_0 = -5,8$; $k = 3,03 \cdot 10^{-3} \text{ мин}^{-1}$; $E/R = 5600$; $E = 46,56 \cdot 10^3 \text{ Дж/моль} = 46,56 \text{ кДж/моль}$

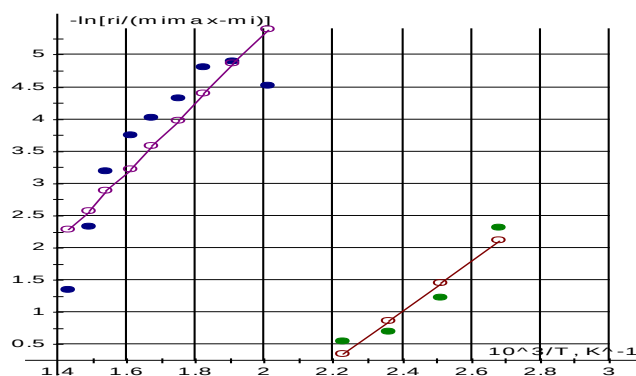


Рисунок 1 (г) - Линеаризация температурной зависимости скорости термодеструкции угля в присутствии 5 % каталитической добавки

Обработка кривых, представленных на рисунке 1 (г) с помощью МНК дала следующие результаты:

I стадия (стандартное отклонение у от расчётных $S_y = 0.230$):

$\ln k_0 = -8,5$; $k = 2,04 \cdot 10^{-4} \text{ мин}^{-1}$; $E/R = 4000$; $E = 33,26 \cdot 10^3 \text{ Дж/моль} = 33,26 \text{ кДж/моль}$

II стадия (стандартное отклонение у от расчётных $S_y = 0.566$):

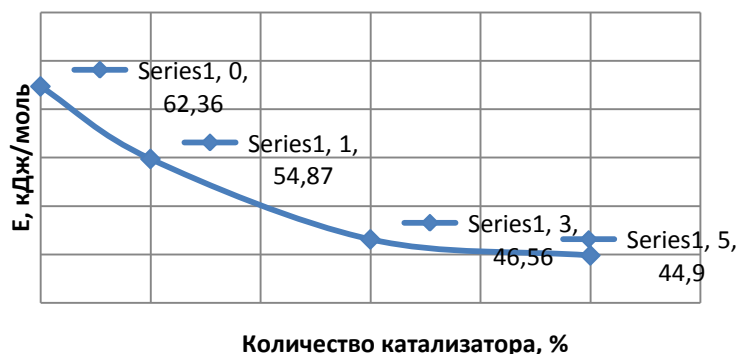
$\ln k_0 = -5,4$; $k = 4,5 \cdot 10^{-3} \text{ мин}^{-1}$; $E/R = 5400$; $E = 44,90 \cdot 10^3 \text{ Дж/моль} = 44,90 \text{ кДж/моль}$

На основании рассчитанных величин построим сопоставительную таблицу 1, из которой видно, что по мере увеличения содержания катализатора энергия активации уменьшается для стадии 1 с 37,41 до 33,26 кДж/моль (рисунок 1 а) и для стадии 2 с 62,36 до 44,90 кДж/моль (рисунок 1 г). При переходе от одной стадии основного разложения к другой при повышении температуры отмечается заметное увеличение энергии активации [4].

Приведенные данные показывают, что метод термогравиметрии позволяет успешно изучать влияние различных факторов на термическое разложение углей.

Таблица 1 – Рассчитанные константы скорости и энергии активации термической деструкции угля без и в присутствии каталитической добавки

Содержание катализатора, %	E, кДж/моль		k, мин ⁻¹	
	Стадия 1	Стадия 2	Стадия 1	Стадия 2
-	37,41	62,36	$5,55 \cdot 10^{-5}$	$1,67 \cdot 10^{-4}$
1	34,92	54,87	$1,12 \cdot 10^{-4}$	$6,11 \cdot 10^{-4}$
3	34,92	46,56	$1,23 \cdot 10^{-4}$	$3,03 \cdot 10^{-3}$
5	33,26	44,90	$2,04 \cdot 10^{-4}$	$4,5 \cdot 10^{-3}$

**Рисунок 2 – Зависимость энергии активации (E, кДж/моль) от количества катализатора (%) для стадии 1****Рисунок 3 – Зависимость энергии активации (E, кДж/моль) от количества катализатора (%) для стадии 2**

Таким образом, изменяя органо-минеральную структуру углей за счёт каталитических добавок можно управлять процессом термической деструкции угля и рассчитать константу скорости и энергию активации термического разложения органической массы угля.

Источники

- 1 Ma Fenqyun, Baikenov M.I., Tateeva A.B. Preparation of slurry with colloid mill and influence of its particle size on the direct coal liquefaction // ВестникКарГУ. Серия химия. – 2014, №3. – С. 54-58
- 2 Малолетнев А. С., Рябов Д. Ю., Гидрогенизация углей перспективных месторождений Монголии //Химия твердого топлива. – 2015, №4. – С.35-39
- 3 Екатерижина Л.И., Вишнякова Л.Н.// Химия твердого топлива. – 1984, №1. - С.63-68.
- 4 Гидрогенизация бурого угля бородинского месторождения канско-Ачинского бассейна при малом времени реагирования /А.С. Таянчин, А.А. Кричко, С.С. Макарьев и.др. // Переработка углей для получения синтетических топлив. Тр. ИГИ. – М.: ИОТТ, 1986. – С. 5-15.
- 5 Гагарин С.Г., Кричко А.А. Концепция самоассоциированного мультимера в строении угля // Химия твердого топлива. – 1984, №4. – С. 3-8

Электрохимиялық жолмен алынған мыс ұнтағының дисперстілігіне импульсті токтың әсерін анықтау

*Баешов А.Б., Абижанова Д.А., Иванов Н.С., Абдувалиева У.А.,
Яскевич В.И., Комашко Л.В., Гаипов Т.Э.*

*(Институт топлива, катализа и электрохимии им. Д.В.Сокольского, Алматы,
Казахстан)*

Бұл ғылыми жұмыста күкірт қышқылы ерітіндісінде импульсті токпен поляризацияланған мыс металлының еруі және мыс иондарының оның ұнтақтарын түзе тотықсыздану заңдылықтары зерттелді. Мыс ұнтағының дисперстілігіне маңызды электролиз параметрлерінің бірі болып табылатын ток тығыздығының әсері анықталып, оларға электронды-микроскопиялық талдаулар жүргізілді.

Түйінді сөздер: мыс ұнтақтары, импульсті ток, электролиз, дисперстілік, электронды-микроскопиялық талдау.

Өткен ғасырдың екінші жартысынан бастап электрохимия – химиялық және гидрометаллургиялық өндірістерде өзінің лайықты орын таба бастады. Бүгінгі таңда, ғылым мен өндірістің болашағы электрохимиямен бірге екені айқын көрініп тұр.

Қазіргі күні электрохимиялық өндіріс, барлық мемлекеттердің өндірістік дамуында көрнекі орынға ие. Сулы ерітінділер электролизі – мыс, мырыш, никель, кобальт, қалайы, қорғасын, сурьма, марганец, хром, темір, кадмий, алтын, күміс және тағы басқа металдарды алуда кеңінен қолданылады. Электрохимиялық әдістер металл ұнтақтарын алуда, оның ішінде мыс ұнтақтарын синтездеуде жан-жақты қолданылуда. Алынып жатқан мыс ұнтақтарының маңызды ерекшеліктері – бұл олардың пішіні және размері, ал олар, ұнтақты алу жағдайларына тәуелді.

Кейінгі жылдары стационарлы емес ток түрлерін қолдануға ерекше көңіл бөлінуде. Стационарлы емес режимдегі токты пайдалану электролиз процесінің мүмкіндіктерін арттырып, электрод қатысында жүретін үдерістердің ауқымын кеңейтіп, қолданбалы электрохимияның бірқатар сұрақтарына жауап бере отырып жаңа қолданбалы мүмкіндіктерге жол ашып келеді [1-3].

Импульсті ток, стационарлы емес токтардың бір түрі, ал оның тұрақты токтан айырмашылығы, электродтардағы ток тығыздығын өзгерте алу мүмкіндігімен қоса импульс периодын және жиілігін реттеуге мүмкіндік бере алуы. Осы артықшылықтарын назарға ала отырып, бұл жұмыста алғаш рет күкірт қышқылды ортада мыс ұнтақтарының электрохимиялық жолмен түзілу процесіне жиілігі 50 Гц катодты импульсті токтың әсері қарастырылды. Импульсті ток, электрохимиялық тізбекке диод жалғау арқылы іске асырылды.

Электролиз әдісін қолдана отырып мыс электродының еруі және мыс ұнтақтарының түзілуі бойынша электрохимиялық зерттеулерді, электрод кеңістіктері бөлінбеген шыны электролизерде жүргіздік. Зерттеу жұмыстарын жүргізу барысында, электрод ретінде металдық мыс (анод) пластинкасы және титан (катод) сымы қолданылды. Катод ролін атқарған титан электродының беттік ауданы, анод ретінде қолданылған мыс электродының бетінен 20 есе кіші болды. Электролит ретінде құрамында әр түрлі концентрациялы мыс (II) иондары бар күкірт қышқылы ерітіндісі қолданылды.

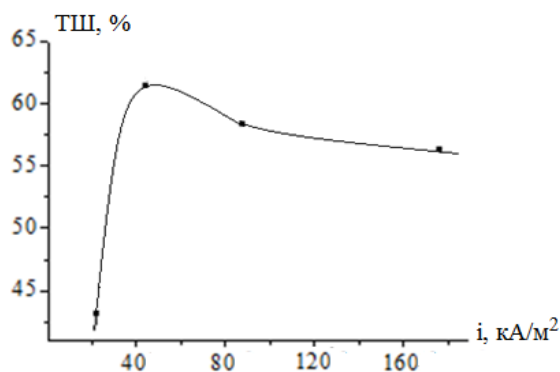
1 - суретте титан электродында мыс ұнтақтарының түзілуінің ТШ-на катодты импульсті ток тығыздығының әсері келтірілген.

Бұл тәуелділік максимум арқылы өтетіндігі және бұл кезде оптималды ток тығыздығы $44,0 \text{ кА/м}^2$ құрап, осы ток тығыздығында мыс ұнтақтары түзілуінің максималды ТШ $61,4 \text{ \%}$ -ға тең екендігі анықталды. $44,0 \text{ кА/м}^2$ жоғары ток

тығыздықтарында мыс ұнтағы түзілуінің ТШ 56 %-ға дейін төмендеді. Жоғары ток тығыздықтарында токтың негізгі бөлігі сутегі газының бөлінуіне жұмсалады, деп жорамалдауға болады.

Анодты импульсті токпен поляризациялағанда, мыс электрохимиялық (1) және химиялық (5) реакциялары бойынша ери алады.

2-суретте анодты импульсті токпен поляризацияланған мыс осциллограммасының фотосуреті келтірілген.



$i_{Cu} = 200 \text{ А/м}^2$; $5 \text{ г/л Cu (II)} + 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4$;
 $\tau = 0,5 \text{ с}$; $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$

1 сурет – Мыс ұнтақтары түзілуінің ТШ-на титандағы катодты импульсті ток тығыздығының әсері



2 сурет – Жиілігі 50 Гц импульсті токпен поляризациялау кезінде ток амплитудасының уақытқа байланысты өзгеруі, $i_{Ti} = 88 \text{ кА/м}^2$

Мыс ұтақтарының түзілу процессімен бірге электролиздің осы жағдайында мыс электродының электреру заңдылықтары да зерттелді. 1-кестеде келтірілген нәтижелерден көрініп тұрғандай, мыс еруінің ТШ ток тығыздығы 100 А/м^2 –қа дейін жоғарылаған сайын өседі және максималды мәнге, яғни $142,2 \text{ } \%$ -ға ие болады. Ток тығыздығын 800 А/м^2 –қа жоғарылатқанда мыс еруінің ТШ $129,2 \text{ } \%$ -ға дейін төмендейді. Мыс еруінің ТШ-ның $100 \text{ } \%$ -дан жоғары болуы металдың химиялық еруімен байланысты (5-реакция).

Күкірт қышқылында мыстың еруі келесі реакция бойынша жүреді:



Айнымалы токтың анодты жартылай периодында мыс электроды бір- және эквивалентты мыс күйіне өте еруі мүмкін:



Айта кету керек, мыстың бір валентті иондары күкірт қышқылында тұрақсыз. Сол себепті, негізінен мыстың екі валентті иондары түзіледі. Олар ерітіндідегі сільфат-иондармен әрекеттесіп келесі теңдеу бойынша мыс сульфатын түзеді:



Мыс еруінің ТШ-ның $100 \text{ } \%$ -дан жоғары болуын төмендегі диспропорция реакциясының жүруімен түсіндіруге болады:

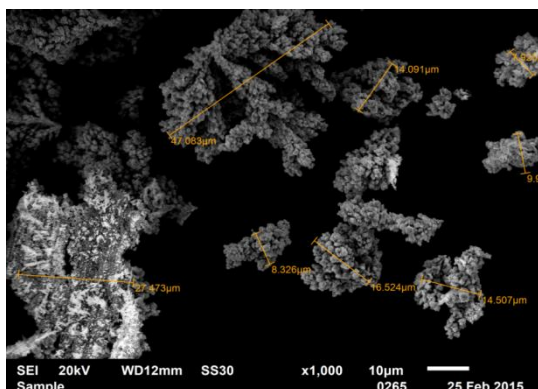


3-суретте, құрамында мыс (II) иондары бар күкірт қышқылы ерітіндісінде титан электродындағы катодты импульсті ток тығыздығы $22,0 \text{ кА/м}^2$ болғанда, алынған мыс ұнтақтарының микросуреті келтірілген. Микросуреттен көрініп тұрғандай, жоғарыда көрсетілген жағдайларда алынған мыстың ұнтақтары дендритті пішінге ие болып, микроскоптың көрсеткіштері бойынша келесі өлшемге ие: 7,925; 8,326; 9,9; 14,091; 14,507; 16,524; 27,473; 47,083 (мкм).

1 кесте – Анодты импульсті токпен поляризациялағанда мыстағы ток тығыздығының оның еруінің ТШ- на әсері: $i_{\text{Ti}} = 44 \text{ кА/м}^2$; $\tau = 0,5 \text{ с}$; $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$; $C = 5 \text{ г/л Cu (II)} + 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4$

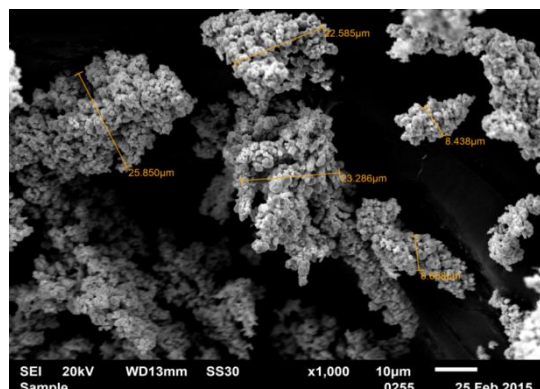
$i_{\text{Cu}}, \text{ А/м}^2$	50	100	200	400	600	800
ТШ, %	130,8	142,2	131,5	130,9	127,7	129,2

Титан электродындағы ток тығыздығы $44,0$ (4-сурет) және $264,0$ (5-сурет) кА/м^2 болған кезде, электролиз кезінде алынған мыс ұнтақтары бөлшектерінің размеріне ток тығыздығының әсерін байқау мақсатында электрондық-микроскопиялық талдау жүргізілді.



$i_{\text{Ti}} = 22,0 \text{ кА/м}^2$, $i_{\text{Cu}} = 100 \text{ А/м}^2$, $C = 5 \text{ г/л Cu} + 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4$, $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$, $\tau = 0,5 \text{ с}$

3 сурет – Мыс ұнтақтарының түзілуіне титандағы катодты импульсті ток тығыздығының әсері (1000 есе үлкейтілген)



$i_{\text{Ti}} = 44,0 \text{ кА/м}^2$, $i_{\text{Cu}} = 100 \text{ А/м}^2$, $C = 5 \text{ г/л Cu} + 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4$, $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$, $\tau = 0,5 \text{ с}$

4 сурет – Дендрит пішіндегі мыс ұнтақтарының түзілуіне титандағы катодты импульсті ток тығыздығының әсері (1000 есе үлкейтілген)

Айта кету керек, алынған мыс ұнтақтарының барлығы негізінен дендритті пішінге ие. Алайда, осы келтірілген суреттердегі мыс ұнтақтарының көрінісін салыстыратын болсақ, келесідей айырмашылықтар бар:

– 3-суретте келтірілген мыс ұнтақтарының микросуретіне назар аударсақ, алынған ұнтақтардың құрамы біртекті емес екендігін байқауға болады;

– 4-суретте келтірілген мыс ұнтақтарының микросуретінде, дендритті бөлшектердің саны басым;

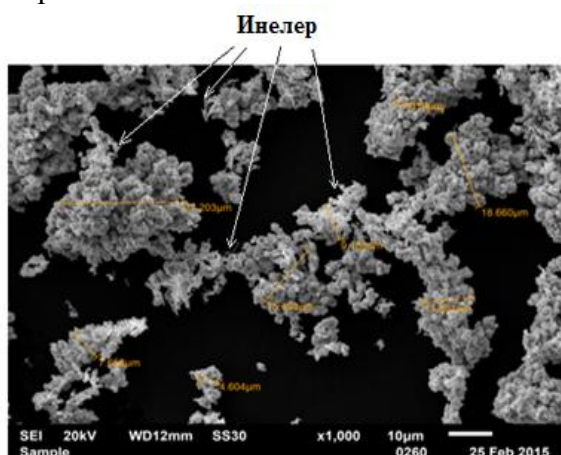
– 5- суретте келтірілген мыс ұнтақтарының микросуретіне зер салсақ, ине тәріздес пішінге ие майда бөлшекті дендриттік агрегаттарды көруге болады.

2-кестеде жоғарыда келтірілген микросуреттердегі, мыс ұнтақтарының өлшемдері келтірілген.

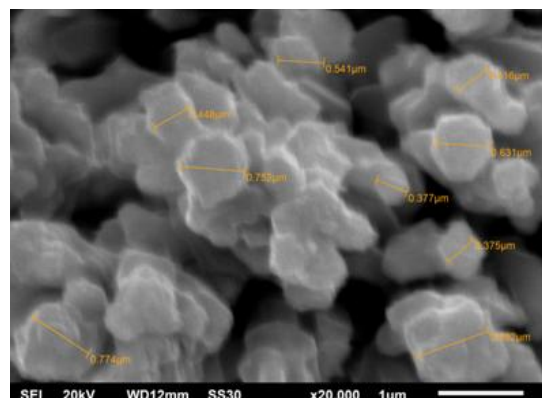
2 кесте – Катодты импульсті токпен поляризациялағанда түзілген мыстың біріккен ұнтақтарының размеріне электродтардағы ток тығыздықтарының әсері, С= 5 г/л Cu + 50 г/л H₂SO₄, t= 20 °C, τ= 0,5 c

$i_{Ti}, \text{кА/м}^2$	22,0 ($i_{Cu} = 100 \text{ А/м}^2$)	44,0 ($i_{Cu} = 100 \text{ А/м}^2$)	264,0 ($i_{Cu} = 600 \text{ А/м}^2$)
Бөлшектер өлшемі (l, мкм)	7,925	8,438	4,604
	14,091	8,658	9,108
	16,524	22,585	11,861
	27,473	23,286	18,660
	47,083	25,850	27,203

Алынып жатқан ұнтақтарды зерттей келе, олардың дендриттері көп микробөлшектерден тұратындығы белгілі болды. Микросуреттерде (6, 7 және 8-суреттер) мыс ұнтақтарының 20000 рет үлкейтілген бөлшектерінің өлшемдері келтірілген.


$$i_{\text{Ti}} = 264,0 \text{ кА/м}^2, i_{\text{Cu}} = 600 \text{ А/м}^2, C = 5 \text{ г/л Cu} \\ + 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4, t = 20 \text{ }^\circ\text{C}, \tau = 0,5 \text{ с}$$

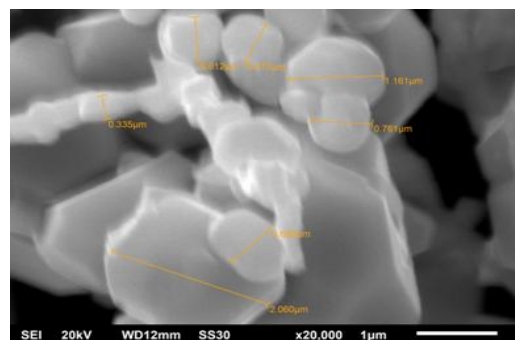
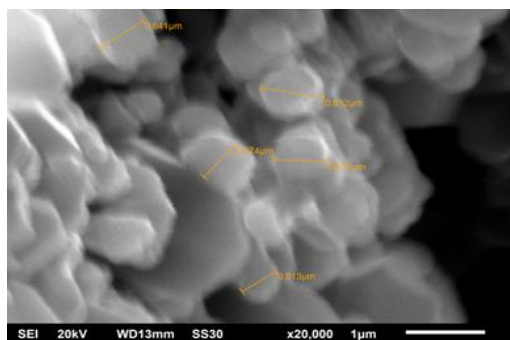
5 сурет – Дендрит пішіндегі мыс ұнтақтарының түзілуіне титандағы катодты импульсті ток тығыздығының әсері (1000 есе үлкейтілген)


$$i_{Ti} = 22,0 \text{ кА/м}^2, i_{Cu} = 100 \text{ А/м}^2, C = 5 \text{ г/л Cu} + 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4, t = 20^\circ\text{C}, \tau = 0,5 \text{ с}$$

6 сурет – Титан электродындағы ток тығыздығының мыс ұнтақтарының түзілуіне әсері (20000 есе үлкейтілген)

Титан электродындағы ток тығыздығы $22,0 \text{ кА/м}^2$, ал мыс электродында - 100 А/м^2 болған кезде алынған мыс ұнтақтары бөлшектерінің өлшемі $0,375\text{-}0,892 \text{ мкм}$ аралығында болып, олардың сырт көрінісі жалпақтау тәрізді екендігі 6-суреттен көрініп тұр.

Электродтардағы ток тығыздығы өскен сайын мыс ұнтақтарының өлшемдері де өзгереді. 7-суреттен көрініп тұрғандай, мыс ұнтақтары гексагоналды көрініске жақын пішінге ие екендігі байқалады. Суретте келтірілген титан электродындағы ток тығыздығы $44,0 \text{ кА/м}^2$, ал мыс электродындағы ток тығыздығы 100 А/м^2 болған кезде алынған мыс ұнтақтарының өлшемі $0,513 - 0,812 \text{ мкм}$ диапазон аралығында болады. Ал титан электродындағы ток тығыздығы $264,0 \text{ кА/м}^2$ және мыс электродындағы ток тығыздығы 600 А/м^2 болған кезде алынған мыс ұнтақтарының өлшемі $0,335 - 2,060 \text{ мкм}$ диапазон аралығында болады (8-сурет).



$i_{Ti} = 44,0 \text{ кА/м}^2$, $i_{Cu} = 100 \text{ А/м}^2$, $C = 5 \text{ г/л Cu}$
 $+ 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4$, $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$, $\tau = 0,5 \text{ с}$

$i_{Ti} = 264,0 \text{ кА/м}^2$, $i_{Cu} = 600 \text{ А/м}^2$, $C = 5 \text{ г/л Cu}$
 $+ 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4$, $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$, $\tau = 0,5 \text{ с}$

7 сурет – Мыс ұнтақтарының түзілуіне титандағы катодты импульсті ток тығыздығының әсері (20000 есе үлкейтілген)

8 сурет – Мыс ұнтақтарының түзілуіне титандағы катодты импульсті ток тығыздығының әсері (20000 есе үлкейтілген)

3-кестеде мыс ұнтақтары бөлшектері өлшемдерінің өзгеруіне титан электродындағы ток тығыздығының әсері келтірілген (3-кесте).

3 кесте – Катодты импульсті токпен поляризациялаған кезде түзілген мыс бөлшектері размерлерінің титан электродындағы ток тығыздығының мәніне тәуелділігі, $C = 5 \text{ г/л Cu} + 50 \text{ г/л H}_2\text{SO}_4$, $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$, $\tau = 0,5 \text{ с}$

i_{Ti} , кА/м ²	22,0 ($i_{Cu} = 100 \text{ А/м}^2$)	44,0 ($i_{Cu} = 100 \text{ А/м}^2$)	264,0 ($i_{Cu} = 600 \text{ А/м}^2$)
Бөлшектердің размері (l, мкм)	0,375	0,513	0,335
	0,541	0,641	0,658
	0,892	0,812	2,060

Қорыта айтқанда, жиілігі 50 Гц катодты импульсті токпен поляризациялағанда мыс ұнтағының түзілуі жан-жақты зерттелді. Электронды-микроскопиялық талдаудың нәтижелері бойынша катодты импульсті токпен поляризациялағанда мыс ұнтақтарының түзілуіне титандағы ток тығыздығының өзгеруі әсер етпейді, ал оның өсуі дендриттердің түзілуіне кедергі жасайтындығы анықталды.

Әдебиеттер

- 1 Bayeshov A.B., Nurdillayeva R.N., Zhylysbayeva A.N. Electrochemical behavior of Cu-Zn Alloy (Brass) in Acid Media at Polarization with Assymitric Alternating Current // Physical Chemistry. Abstroet Book for. – Turkiye: Mugla. - 2012, 97. – P. 225-227.
- 2 Баешов А.Б., Кадирбаева А.С., Баешова А.Қ. Өндірістік айнымалы токпен поляризацияланған мыс электродының натрий сульфаты ерітіндісіндегі электрохимиялық қасиеттері // VII Халықаралық конф. еңбектері. – Алматы, 2015. – С. 409-413.
- 3 Инновационный патент РК № 29851. Способ получения сульфата меди (II) / А.Б. Баешов, А.С. Кадирбаева, А.К. Баешова, М.Ж. Журинов. Оpub. 15.05.2015, бюл. № 5.

Мыс электродын стационарлы емес токтармен поляризациялау арқылы мыстың оттекті қосылыстарын алу

Баешов Ә.Б.¹, Кадирбаев А.С.¹, Баешова А.Қ.²

(¹ Д.В.Сокольский атындағы жанармай, катализ және электрохимия институты, АҚ, Алматы, Қазақстан, ²Әл-Фараби атындағы Қазақ-Ұлттық университеті, Алматы, Қазақстан)

Жұмыста мыс электродын бейтарап орталардың сулы ерітінділерінде стационарлы емес токтармен поляризациялау арқылы мыстың оксидті қосылыстарын синтездеудің жаңа электрохимиялық әдісі ұсынылды. Жұмыстың жаңалығы – екі электролизерге мыс-титан екі жұп электродтарын тізбекке бір-бірімен параллельді қосып, айнымалы токтың екі жартылай периодын қолдана отырып поляризациялау арқылы мыстың оксидті қосылыстарының ток бойынша шығымдарын екі еселеп көбейтуге мүмкіндік беретін қондырғы схемасы ұсынылды.

Түйінді сөздер: мыс, титан, электрод, стационарлы емес ток, электролиз, поляризация.

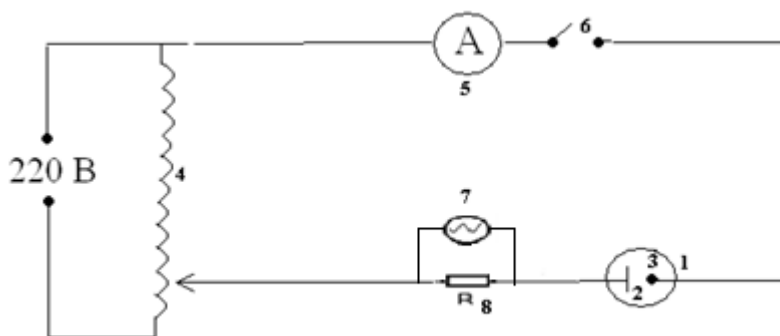
Токтың әртүрлі формаларын пайдаланып жүргізілген металдарды поляризациялау процестеріне арналған жұмыстарды шолып талдағанда, электролиз процесін тиімді түрде жүргізу үшін стационарлы тұрақты токты пайдалану әрқашанда жақсы нәтижеге әкеле бермейді, демек, кейбір жағдайларда стационарлық емес токтарды пайдаланып, оң нәтижелер алуға болады [1-2].

Әртүрлі стационарлы емес токтардың әсерімен металдардың еру процестерін бағытталған түрде жүргізіп, соңында олардың қосылыстарын алу немесе ұнтақтарын қалыптастыру мүмкіндігі анықталған. Айнымалы токпен поляризациялау кезінде пассивация құбылысы байқалмайтыны және тұрақты токтың әсерімен жүрмейтін көптеген процестердің жүруі мүмкін екені көрсетілген. Айнымалы токты қолдану өнеркәсіптің, техниканың әртүрлі салаларында кеңінен пайдаланылатын бірқатар металдардың тұздарын синтездеуді іске асыруға ықпал етеді [3-5].

Жұмыстың мақсаты – мыс электродын бейтарап орталардың сулы ерітінділерінде стационарлы емес токтармен поляризациялау арқылы мыстың оксидті қосылыстарын синтездеу.

Айта кететін жағдай, егер электролизерге екі мыс электродтарын орнатып, бейтарап орталардың сулы ерітінділерінде жиілігі 50 Гц өндірістік айнымалы токпен поляризациялайтын болсақ, электродтардың еруі байқалмайды, ал электродтың біреуін титан сымына ауыстырсақ, мыс электродының мыс (I) иондарын түзе отырып қарқынды ерітіндігін байқауға болады.

Алғашқы электрохимиялық зерттеулер электрод кеңістіктері бөлінбеген, сыйымдылығы 100 мл-лік термостатты шыны электролизерде жүргізілді. Электродтар ретінде титан сымы және мыстан жасалған пластинкалар қолданылды. Стационарлы емес токпен поляризациялау арқылы мыс электродының сулы ерітінділердегі электрохимиялық қасиетін зерттеуге арналған электролиз қондырғысының жалпы көрінісі 1 суретте келтірілген.



1 – электролизер, 2 – мыс электроды, 3 – титан электроды, 4 – айнымалы ток көзі - ЛАТР, 5 – амперметр, 6 – кілт, 7 – осцилограф, 8 – кедергі, 1 Ом

1 сурет – Мыс электродының айнымалы токпен поляризациялау кезінде еруін зерттеуге арналған қондырғының принципиялды схемасы

Тізбектен жиілігі 50 Гц өндірістік айнымалы ток өткенде, электролизерде орнатылған мыс электроды анодты жартылай периодында мыс (I) иондарын түзе қарқынды ери бастайды, ал осы сәтте катодты жартылай периодындағы титан электродында сутегі иондары бөлінеді.

Мыс-титан жұбы электродтарын натрий хлориді ерітіндісінде стационарлы емес токпен поляризациялау кезіндегі мыстың (I) оксидінің түзілуінің ток бойынша шығымына титан электродындағы ток тығыздықтарының әсерлері зерттелінді (1 кесте).

1 кесте – Мыс-титан жұбы электродтарын стационарлы емес токпен поляризациялау кезіндегі мыс электродының натрий хлориді ерітіндісінде еруіне титан электродындағы ток тығыздықтарының әсері
 $(i_{Cu} = 300 \text{ A/m}^2, [\text{NaCl}] = 50 \text{ г/л}, \tau = 0,5 \text{ сағ.}, t = 20^\circ\text{C})$

$i_{Ti}, \text{ кА/м}^2$	25	50	75	100	125
ТШ, %	116,1	105,6	99,2	91,2	85,7

Титан электродындағы ток тығыздығын арттыру барысында, мыс электродының еруінің ток бойынша шығымының төмендейтіндігі байқалды. Кестеде көрсетілгендей, ток тығыздықтарын 25-125 кА/м^2 аралығында жоғарылатқанда, мыс (I) оксидінің түзілуінің ток бойынша шығымы 116,1%-дан 85,7%-ға дейін төмендейтінін көруге болады. Жоғары ток тығыздықтарында титан электродының бетінде вентильдік қасиеті нашар борпылдақ оксидті пленканың түзілуі, мыс электродының бағытты еруін төмендетеді.

Сонымен қатар, айнымалы токпен поляризацияланған мыс-титан жұбы электродтарының натрий сульфаты ерітіндісінде мыс (II) оксидінің түзе еритіндігі электролиз жүргізу нәтижесінде анықталды.

Мыс (II) оксидінің айнымалы токпен поляризациялау кезінде түзілуінің механизмін анықтау мақсатында мыс электродының натрий сульфаты ерітіндісінде анод-катодты және катод-анодты циклді потенциодинамикалық поляризациялық қисықтары түсірілді [6].

Натрий сульфаты ерітіндісінде мыс (II) оксидінің түзілуінің ток бойынша шығымына титан электродындағы ток тығыздығының әсері зерттеліп, нәтижелері 2 кестеде келтірілді.

2 кесте – Мыс-титан жұбы электродтарын стационарлы емес токпен поляризациялау кезіндегі мыс электродының натрий сульфаты ерітіндісінде еруіне титан электродындағы ток тығыздықтарының әсері
($i_{Cu} = 200 \text{ А/м}^2$, $[\text{Na}_2\text{SO}_4] = 0,5 \text{ М}$, $\tau = 0,5 \text{ сағ.}$)

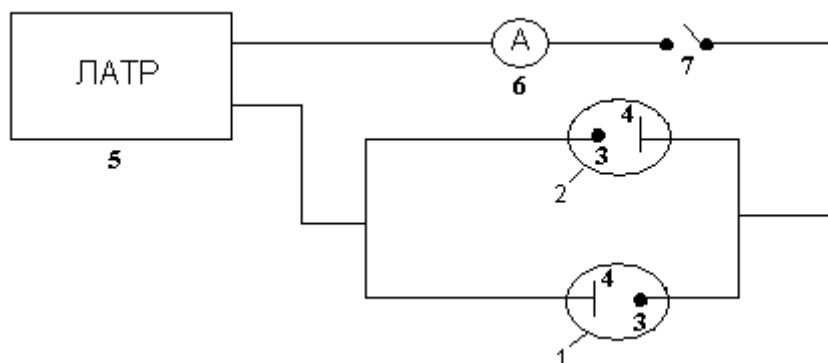
i_{Ti} , кА/м^2	20	40	60	80	100	120
ТШ, %	45,5	60,0	81,5	58,4	39,8	21,2

Титан электродындағы ток тығыздығын жоғарлатқанда, мыс (II) оксиді түзілуінің ток бойынша шығымы максимум арқылы өтеді. Ток тығыздықтары 20-60 кА/м^2 аралығында мыс (II) гидроксидінің түзілуінің ток бойынша шығымының артуын, анодты жартылай периодта титан электродының бетінде «вентельдік», яғни «жартылай өткізгіштік» қасиеті бар жартылай өткізгіштік қызметін атқаратын оксидтік қабаттың (Ti_xO_y) түзілуімен түсіндіруге болады.

Титан электродындағы ток тығыздығын одан ары 120 кА/м^2 дейін арттыру мыстың анодты жартылай периодында еруінің ток бойынша шығымының төмендеуіне әкеледі. Бұл, жоғары ток тығыздықтарында, қосымша реакция – оттегінің бөліну реакциясының үлесінің өсуіне байланысты. Бұл құбылысты жоғары ток тығыздықтарында титан электродының бетіндегі түзілген оксидтік қабаттың құрылымы борпылдақ күйге өтіп, жартылай өткізгіштік қасиеті нашар болуымен де түсіндіруге болады.

Айнымалы токтың екі жартылай периодымен поляризациялау кезіндегі мыс-титан екі жұп электродтарының натрий хлориді ерітіндісіндегі электрохимиялық қасиеттерін зерттеуге арналған тәжірибелер термостатталған екі шыны электролизерлерде жүргізілді (2 сурет). Электродтар ретінде титан сымдары (аудандары $3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2$) және мыстан жасалған (өлшемі $13,68 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$) тік бұрышты пластинкалар қолданылды. Екі электролизер электрохимиялық тізбекте бір-бірімен паралельді жалғанған. Бірінші электролизердің (1) оң жақ бөлігіне – титан сым (3), ал сол жақ бөлігіне – мыс электроды (4), ал екінші электролизерде (2) электродтар қарама-қарсы орнатылған. Бұл жұмыста алғаш рет металды ерітуге айнымалы токтың екі жартылай периодтарын да қолдануға болатындығы көрсетілген.

Тізбектен өндірістік айнымалы ток өткенде, бірінші электролизердегі мыс электроды айнымалы токтың анодты жартылай периодында мыс (I) иондарын түзе ериді, ал осы сәтте катодты жартылай периодындағы титан электродында сутегінің бөлінуі орын алады. Керісінше, айнымалы токтың катодты жартылай периодында мыс электроды, ал анодты жартылай периодта титан электроды болған жағдайда, титан электродының беті оксидтік пленкамен қапталады да, бұл электролизерден (1) арқылы токтың өтуі тоқтайды, да ток екінші электролизерден (2) өтуін жалғастрады. Бұл сәтте, екінші электролизерде орнатылған мыс электроды айнымалы токтың анодты жартылай периодында мыс (I) иондарын түзе ериді, ал осы кезде катод жартылай периодындағы титан электродында сутегі газының бөлінуі байқалады. Бұл екінші электролизерде айнымалы токтың катодты жартылай периодында мыс электроды болғанда, осы сәтте анодты жартылай периодындағы титан электродының бетін жартылай өткізгіштік қасиеті бар оксидтік пленка қаптайды. Нәтижесінде бұл электролизерден токтың өтуі тоқтайды да, ток бірінші электролизерден өтеді. Бұл цикл екі электролизерде жиілігі 50 Гц айнымалы токтың әр жартылай периодында қайталанып отырады және екі жартылай периодтарда да мыс (I) оксидінің түзілуі іске асып, нәтижесінде оның өнімділігі екі есеге артады.



1,2 – бірінші және екінші электролизер (сыйымдылығы 200 мл), 3 – титан электродтары, 4 – мыс электродтары, 5 – айнымалы ток көзі - ЛАТР, 6 – амперметр, 7 – кілт

2 сурет – Мыс электродын айнымалы токтың екі жартылай периодымен поляризациялау кезінде еруін зерттеуге арналған қондырғының принципиальды схемасы

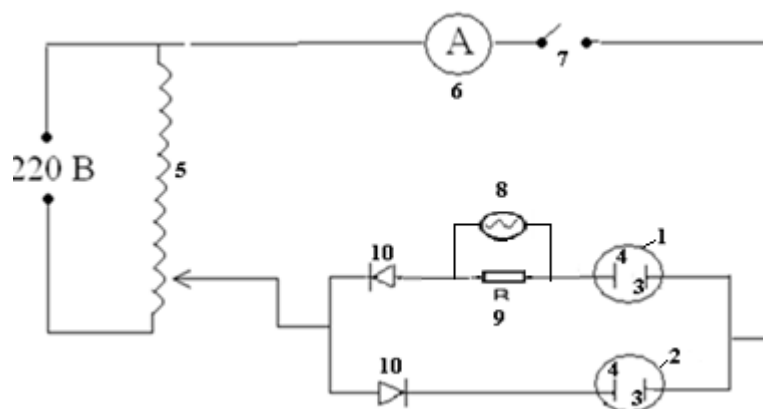
Мыс-титан екі жұп электродтарын натрий хлориді ерітіндісінде стационарлы емес токтың екі жартылай периодымен поляризациялау кезіндегі мыстың (I) оксидінің түзілуінің ток бойынша шығымына титан электродындағы ток тығыздығының әсері анықталды (3 кесте). Электролизердегі титан электродының ток тығыздықтары 25-100 кА/м^2 аралығында арттырғанда, мыс (I) оксидінің түзілуінің ток бойынша шығымдары бірінші электролизерде – 99,6%-ға, ал, екінші электролизерде – 100,7%-ға дейін жоғарылайтындығы байқалды. Тиімді жағдайларда екі электролизердің әр қайсысында мыс (I) оксидінің түзілуінің ток бойынша шығымы шамамен 100% -ды жуықтайды.

3 кесте – Мыс-титан екі жұп электродтарын натрий хлориді ерітіндісінде стационарлы емес токтың екі жартылай периодында мыс (I) оксидінің түзілуінің ток бойынша шығымына титан электродындағы ток тығыздығының әсері ($i_{\text{Cu}} = 100 \text{ кА/м}^2$; $[\text{NaCl}] = 100 \text{ г/л}$; $\tau = 0,5 \text{ с}$; $t = 20^\circ \text{C}$)

$i_{\text{Ti}}, \text{кА/м}^2$	25	50	75	100	125	150
$\text{ТШ}_1, \%$	10,2	40,3	75,5	100,7	64,2	41,2
$\text{ТШ}_2, \%$	9,1	37,8	72,4	99,6	62,4	39,8

Сондай-ақ, жұмыста мыс электродының электрохимиялық еруіне тізбекке диодтар қосқан кезде пайда болатын анодты импульстік токтың әсерін зерттей отырып, жиілігі 50 Гц өндірістік айнымалы токтың екі жартылай периодында мыстың (I) оксиді синтезделді. Анодты импульстік токпен поляризациялау арқылы мыстың сулы ерітінділеріндегі электрохимиялық еруін зерттеу үшін, жоғарыда аталған қондырғы (2 сурет), айнымалы токты импульстік айнымалы токқа өзгертуге мүмкіндік беретін КД 213А маркалы диодтармен толықтырылды (3 сурет). Суретте көрсетілгендей, электрохимиялық тізбекке екі электролизер бір-бірімен параллельді жалғанған. Электролит ретінде натрий хлориді ерітіндісі, электродтар ретінде аудандары бірдей ($13,68 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$) екі-екіден төрт мыс электродтары қолданылды. Әрбір электролизерден өтіп жатқан өндірістік айнымалы токты анодты импульстік токқа айналдыру мақсатында, электрохимиялық тізбекке бір-біріне қарама-қарсы бағытта орналастырылған КД 213 А маркалы екі диод (10) жалғанды. Әрбір электролизердағы ток бойынша шығым анод жартылай периоды бойынша есептелінді.

Электрохимиялық тізбектен жиілігі 50 Гц өндірістік айнымалы ток жіберілгенде, тізбекте қарама-қарсы жалғанған диодтардың (10) біреуі арқылы анодты жартылай периодта бір электрод арқылы анодты импульстік ток өтеді. Қарсы диод тұрғандықтан екінші электролизер тізбегі арқылы бұл сәтте ток өтпейді.



1,2 – бірінші және екінші электролизер, 3,4 – мыс электродтары, 5 – зертханалық трансформатор, 6 – амперметр, 7 – кілт, 8 – осцилограф, 9 – кедергі, 1 Ом, 10 – диодтар (КД 213А)

3 сурет – Мыстың электрохимиялық қасиетін анодты импульстік токпен поляризациялау арқылы зерттеуге арналған қондырғының принципиальды схемасы

Ұсынылған қондырғыда айнымалы токпен поляризацияланған мыс электродының натрий хлориді ерітіндісіндегі электрохимиялық еруі зерттелінді. Айнымалы токпен поляризацияланған екі электролизердегі мыс электродтарының еруінің ток бойынша шығымына мыс электродындағы ток тығыздығының әсері $50\text{--}250\text{ А/м}^2$ аралығында зерттелінді (4 кесте). Электродтардағы ток тығыздығын арттыру мыс электродының еруінің ток бойынша шығымының төмендеуіне әкелді. Ток тығыздығы 50 А/м^2 кезінде бірінші электролизердегі мыстың еруінің ток бойынша шығымы - 97,5%-ды, ал екінші электролизердегі мыстың еруінің ток бойынша шығымы - 98,2%-ды құрады. Ток тығыздығын 250 А/м^2 -қа жоғарылату барысында, мыс электродының еруінің ток бойынша шығымдары 18,2-23,9%-ды құрады. Бұл құбылысты жоғары ток тығыздықтарында мыс электродының Cu_2O пленкасымен пассивациялана басталуымен түсіндіруге болады.

4 кесте – Мыс электродтарын натрий хлориді ерітіндісінде өндірістік айнымалы токпен поляризациялау кезіндегі мыстың (I) оксидінің түзілуінің ток бойынша шығымына мыс электродындағы ток тығыздығының әсері ($[\text{NaCl}]=100\text{ г/л}$; $\tau=0,5\text{ сағ}$; $t=20^\circ\text{C}$)

$i_{\text{Cu}}, \text{А/м}^2$	50	100	150	200	250
ТШ ₁ , %	98,2	63,5	45,8	31,2	19,1
ТШ ₂ , %	97,5	61,4	44,6	30,0	18,5

Қорыта келе, мыс және титан электродтарын жұптастырып жиілігі 50 Гц өндірістік айнымалы токпен поляризациялау арқылы натрий хлориді ерітіндісінде мыс (I) оксидінің, ал натрий сульфаты ерітіндісінде мыстың екі валентті оксидінің түзілетіндігі анықталды. Алынған зерттеу нәтижелері негізінде екі мыс электродтарын екі титан электродтарымен жұптастыра отырып, электродтарды екі электролизерге

салып оларды бір-бірімен тізбекке өзара паралельді жалғап, өндірістік жиіліктегі айнымалы токпен поляризациялау арқылы мыстың бейорганикалық қосылыстарының түзілуінің ток бойынша шығымдарын екі еселеп арттыруға болатындығы алғаш рет көрсетілді. Сонымен қатар, тізбекке диодтар қосу арқылы мыс электродының бейтарап ортада электрохимиялық қасиеттері зерттелді. Бұл кезде де айнымалы токтың екі жартылай периодында да мыс қосылысын алуға болатындығы көрсетілді.

Әдебиеттер

- 1 Баешов А.Б. Электрохимические процессы при поляризации нестационарными токами // Известия НАН РК. Серия химии и технологии. – 2011, № 2. – С. 3-23.
- 2 Баешов А., Баешова А.К. Электрохимические способы получения неорганических веществ. - Lambert: Academic Publishing, 2012. – 72 с.
- 3 A. B. Baeshov, A.S. Kadirbayeva, M. J. Jurinov. Dissolution of a copper electrode in sulfuric Acid at polarization by an industrial Alternating current. Int. J. Chem. Sci.: 12(3), 2014. – P. 1009-1014.
- 4 A.S. Kadirbayeva, A.B. Bayeshov. Laws of dissolution of copper polarized by the alternating current in solution of potassium iodide // Acta physica polonica a. - Vol. 128 (2015). – P. 458-460.
- 5 Баешов А.Б., Кадирбаева А.С., Баешова А.Қ. Натрий хлориді ерітіндісінде мыс электродының айнымалы токтың екі жартылай периодында мыс (I) оксидін түзе еру заңдылықтары // ҚР ҰҒА Баяндамалары. – 2015, №5. – 96-100 б.
- 6 Баешов А.Б., Кадирбаева А.С., Баешова А.Қ., Адайбекова А.А., Жүринов М.Ж., Б. Овез. Натрий сульфаты ерітіндісіндегі мыс электродының электрохимиялық қасиетін потенциодинамикалық поляризациялық қисықтар түсіру арқылы зерттеу // Қазақстанның химия журналы. – 2015, № 3(51). – 18-23 б.

Проект производства ферросплавов на заводе «Электромарганец»

Едильбаев Б.А.

(ТОО «Электромарганец», г. Текели, Казахстан)

В докладе описана технологическая схема и основное оборудование для реализации проекта организации ферросплавного производства на производственных площадях бывшего Текелийского свинцово-цинкового комбината с планируемой производительностью 20-25 тыс. тонн ферросплавов в год.

Ключевые слова: ферросплавы, рудовосстановительные печи, рафинировочная электродуговая печь.

С переходом к рыночной экономике ряд горных и горно-обогатительных предприятий Казахстана оказался убыточным из-за ухудшения качества добываемого сырья и, соответственно, высоких затрат на его переработку. В тех случаях, когда не представляется возможным существенно расширить и качественно улучшить минерально-сырьевую базу таких предприятий как с технологической, так и с экономической точек зрения, эти предприятия вступают в фазу ликвидации. А поскольку они являются, как правило, градообразующими, то их закрытие, влечет за собой, помимо технических и экономических проблем также серьезные социальные проблемы, связанные с трудоустройством работников закрывающегося предприятия. Поэтому продление сроков их функционирования на основе реконструкции и диверсификации имеет не только важное экономическое, но социальное значение.

Учитывая необходимость решать проблему населения моногородов [1], а также то, что город Текели располагает достаточными трудовыми ресурсами, для улучшения социального климата в регионе в 2011 году ТОО «Горное бюро» приобрело в собственность часть инфраструктуры ТСЦК и приняло решение пойти по пути конгломератной диверсификации, в результате чего на базе приобретенной инфраструктуры было создано два предприятия: ТОО «Текелийский горно-перерабатывающий комплекс» и ТОО «Электромарганец».

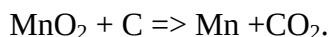
На сегодняшний день металлургическая промышленность всего мира не может обойтись без марганцевых ферросплавов, потребность в которых определяется необходимостью легирования стали марганцем из расчета, в среднем, 10 кг на тонну. При производстве специальных сталей, таких, как например сталь Гатфилда, этот показатель возрастает до 150-170 кг на тонну. Эта добавка необходима для того, чтобы придать стали нужные физические свойства, в основном прочность, твердость и износостойкость. Легирование стали марганцем изменяет ее кристаллическую решетку, за счет чего необходимые показатели и достигаются.

В настоящее время страны Таможенного союза, в особенности Россия, испытывают серьезный дефицит марганцевых ферросплавов. Так, из необходимых сталеплавильному производству РФ 650 тыс. тонн в год, собственное производство доменного ферромарганца и электропечного силикомарганца из импортируемого сырья не покрывает и трети. При этом полностью отсутствует выплавка средне- и низкоуглеродистых марок ферромарганца и металлического марганца, которые позволили бы выпускать более сложные и дорогие марки специальной стали. До недавних пор основным поставщиком марганцевых сплавов в Россию была Украина, но на сегодняшний день в связи со сложившейся политической обстановкой поставки остановлены, вследствие чего дефицит еще более усугубился.

Основные марки ферросплавов, необходимые сталеплавильному производству, следующие [2, 3]:

- Углеродистый ферромарганец марок ФМн 75 и ФМн 78.
- Товарный силикомарганец марок МнС17 и МнС25.
- Рафинированный ферромарганец.
- Среднеуглеродистый ферромарганец ФМн 88 (1,5-2,0% С).
- Низкоуглеродистый ферромарганец ФМн 90 (0,5 % С).

Выплавку углеродистого ферромарганца и силикомарганца производят в рудовосстановительных электропечах углетермическим способом, т.е. восстановление оксидов рудных материалов происходит углеродом кокса. Упрощенное уравнение восстановительной реакции (если предположить, что изначальным минералом марганца был пиролюзит) выглядит следующим образом:



Выплавку углеродистого ферромарганца осуществляют бесфлюсовым способом с получением малофосфористого шлака (МФШ).

Выплавку средне- и низкоуглеродистого ферромарганца осуществляют силикотермическим способом в рафинировочной электропечи, при этом восстановление оксидов рудных материалов из рудноизвесткового расплава происходит кремнием предельного силикомарганца, высокопроцентного ферросилиция (ФС 75 или ФС 90) или металлического кремния.

ТОО «Электромарганец» располагает всеми необходимыми ресурсами для организации производства вышеперечисленных марок ферросплавов. Новое производство предполагается разместить в существующих зданиях центральных ремонтно-механических мастерских на территории обогатительной фабрики бывшего Текелийского свинцово-цинкового комбината с дополнительным строительством склада шихтовых материалов и восстановителя (кокса) и шихтового двора, включающего необходимое оборудование для подготовки шихтовых материалов, их напольной дозировки и подачи в печные бункера печей. Укрупненная иерархическая структура работ по проекту представлена на рисунке 1.



Рисунок 1 – Иерархическая структура работ по проекту создания ферросплавного производства

Основное металлургическое оборудование представлено тремя ферросплавными электропечами.

- Две рудовосстановительные типа РКО (рудовосстановительная круглая открытая). Одна предназначена для выплавки углеродистого ферромарганца, другая – силикомарганца. Печи будут оснащены графитовой футеровкой, самоспекающимися электродами, напольной дозировкой, непрерывной завалкой шихтовых материалов и восстановителя по трубоотечкам, сухой газоочисткой.

- Одна рафинировочная электродуговая печь типа ДСП (дуговая сталеплавильная), предназначенная для выплавки низкоуглеродистых марок ферромарганца и металлического марганца. Это печь будет оснащена магнезитовой футеровкой, графитовыми электродами, напольной дозировкой, периодической завалкой шихты на одну плавку, сухой газоочисткой.

В проекте принята следующая технологическая схема производства ферросплавов.

- Пришедшие по железной дороге вагоны с рудными материалами и коксом разгружаются на складе шихтовых материалов в отдельные железобетонные прямки.

- Оттуда их перемещают на шихтовый двор в напольные боксы или бункера. Производят подготовку шихтовых материалов и восстановителей: дробление, рассев, при необходимости, смешивание.

- Подготовленные материалы перемещают в дозировочные бункера, размещенные рядом с печами. После дозировки отобранные объемы шихты и восстановителей с помощью саморазгружаемых контейнеров (бадей) или транспортной ленты подают в печные бункера, из которых по трубоотечкам материалы загружаются в печи.

- Образующиеся в процессе плавки газы поступают на газоочистку. Выпуск плавки из печи производят в разливочные ковши с каскадом чугунных шлаковен: сплав остается в ковше, шлак перетекает в шлаковни.

- Жидкий ферромарганец разливают на разливочной машине, слитки передают на склад готовой продукции. Там, при необходимости, ферромарганец дробят, рассеивают и отгружают потребителю. Шлак отправляют на шлакопереработку.

- Для выплавки рафинированных марок ферромарганца (ФМн88 и ФМн90) необходимо в шахтной обжиговой печи производить известь с содержанием СаО не менее 92%.

На рисунке 2 представлена укрупненная технологическая схема планируемого производства.

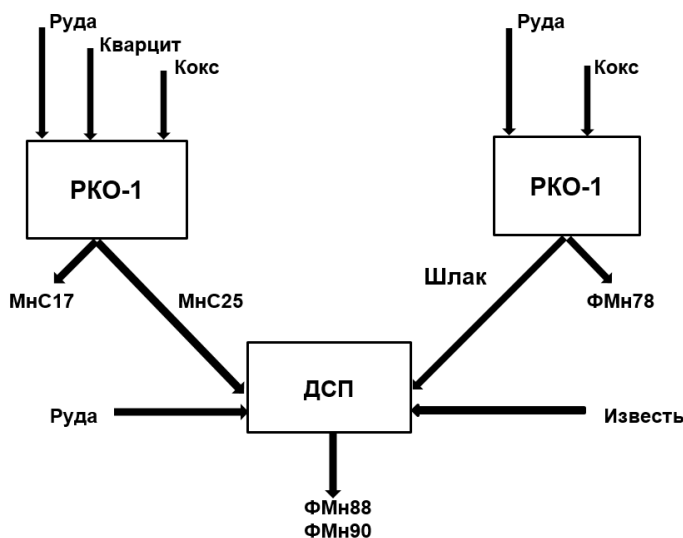


Рисунок 2 – Укрупненная технологическая схема планируемого производства ферросплавов

На рисунке 3 представлен строящийся цех, в котором планируется размещение технологического оборудования.



Рисунок 3 – Цех для размещения технологического оборудования по производству ферросплавов

Общая потребляемая мощность печей будет зависеть от планируемой производительности, которая еще не утверждена, но предварительно можно сказать, что при общей (суммарной) мощности печей около 20 МВт, можно достичь производительности 20-25 тыс. тонн ферросплавов в год. Уменьшение или увеличение мощности пропорционально отразится на объеме выпускаемой продукции.

Источники

- 1 Программа развития моногородов на 2012-2020 годы. Утверждена постановлением Правительства Республики Казахстан 25 мая 2012 года № 683.
- 2 Ермишина Е.Б. Принципы и инструменты диверсификации горной отрасли Республики Северная Осетия-Алания. Научная библиотека КиберЛенинка // Электронная версия на сайте // <http://cyberleninka.ru/article/n/printsiyu-i-instrumenty-diversifikatsii-gornoy-otrasli-respubliki-severnaya-osetiya-alaniya#ixzz32FBIfsk>
- 3 ГОСТ 1415-93. Ферросилиций. Технические требования и условия поставки.
- 4 ГОСТ 4756-91 (ИСО 5447-80). Ферросиликомарганец. Технические требования и условия поставки.

Химически стойкие композиционные материалы из отходов металлургических производств

Жарменов А.А.¹, Самбаев Б.Н.², Аймбетова Э.О.¹, Margarita Filipova³

(¹РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан, ²астанинский филиал РГП «НЦ КПМС РК», г. Астана, Казахстан, ³Angel Kanchev University of Ruse, г. Русе, Болгария)

В статье рассмотрены аспекты утилизации отходов металлургических производств с получением химически стойких огнеупорных материалов. Основу полученных композиционных материалов составляют химически стойкие хромитовый концентрат и оксид алюминия (электрокорунд). Эти особенности определяют сферу их применения – изготовление коррозионно стойких, огнеупорных кирпичей, футеровок, замазок и бетонов.

Ключевые слова: отходы, металлургическое производство, композиционные материалы, электрокорунд, хромитовый концентрат.

Развитие любой отрасли производства неразрывно связано с увеличением количества отходов, расширением площадей промышленных свалок и ухудшением экологической обстановки. Закономерно пропорционально растет актуальность проблемы утилизации этих отходов.

Поэтому экологические аспекты утилизации отходов промышленности должны упираться на увеличение эффективности использования материалов в производственных процессах, на ускорение исследовательских работ в области ресурсосбережения, разработки мало- и безотходных технологий.

При утилизации отходов получают имеющую потребительские свойства продукцию, и ее характеристики не хуже, чем у той, которая получена из первичного сырья. В этом случае в конце технологического цикла отходы отсутствуют, поскольку из них изготовлен определенный продукт.

В нашей стране накоплено более 20 миллионов тонн техногенных отходов горно-металлургического комплекса, и в настоящее время перерабатывается не более 2 % всех накопленных твердых отходов, то есть связанные с ними экологические проблемы не решаются, особенно следует отметить в данной области огромные территории, отведенные для их хранения.

Традиционно решение экологической проблемы в промышленности находилось вне производственного процесса и заключалось в реализации технологий по улавливанию загрязнителей окружающей среды, а также в складировании отходов или их обработки различными методами. Сейчас необходима интеграция технологий хвостовых природоохранных и ресурсосберегающих (основанных на использовании отходов) в производственном процессе.

Разработка новых конкурентоспособных отечественных материалов, способных обеспечить все возрастающие требования экономического развития нашей республики на базе местных сырьевых ресурсов, является одной из актуальных задач, стоящих перед учеными химиками, технологами и металлургами.

Одним из эффективных направлений, базирующихся на утилизации отходов производства, является выпуск химически стойких композиционных материалов для химической, строительной и других областей промышленности [1].

Ранее нами [1, 2] были выполнены работы по получению химически стойких композиционных силикатных материалов и самоспекающихся составов огнеупоров из отходов и местного сырья, с применением технологии СВС, что позволило получать определенные технологические преимущества. Данный опыт в указанной области мы применяем при создании новых, весьма перспективных материалов для защиты

химического оборудования из металлургических шлаков с повышенным содержанием оксида алюминия.

Одной из тенденций в современном производстве композиционных материалов является переход на составы из отходов металлургических производств с высоким содержанием химически устойчивых и термостойких материалов, что позволяет вести формирование огнеупорных материалов с наименьшими энергетическими затратами.

Получение высокоэффективных материалов нового поколения сегодня сопровождается использованием сложных, с химической и минеральной точек зрения, составов и компонентов с целью получения высококачественных композиционных материалов разного функционального назначения с улучшенными, а иногда и с принципиально новыми свойствами и определенной заранее заданной структурой. В основу создания таких материалов положен принцип целенаправленного управления технологией на всех ее этапах: использование активных компонентов, разработка оптимальных составов, применение химических модификаторов, использование механохимической активации компонентов и некоторых других приемов.

Анализ научно исследовательских работ наших и зарубежных исследований и практиков показывает, что традиционные алюмосиликатные, высокоглиноземистые, периклазохромитовые мертели не только не обеспечивают герметичности кладки, а вызывает преждевременные разрушения, отрицательно влияют на качество сталей [2].

Поэтому актуальной проблемой является разработка и организация производства химически стойких, огнеупорных материалов нового поколения, которые обеспечивают максимальную стойкость футеровки тепловых агрегатов черной и цветной металлургии.

Пропитка огнеупора металлом в процессе службы кроме прочих проблем химического и термического разрушения сопровождается увеличением теплопроводности материала. Поэтому весьма перспективным огнеупорным материалом являются композиционные материалы, которые практически не смачиваются расплавами металлов за счет химически стойкого компонента - электрокорунда, являющегося отходом металлургического производства.

В этой связи нами предпринята попытка по разработке и исследованию оптимальных составов огнеупорных масс, выбранных с учетом специфических свойств конкретных сырьевых материалов и во взаимосвязи доминирующих факторов каждого технологического передела (формование, сушка, обжиг).

В качестве наполнителя в разработанных химстойких, огнеупорных материалах использованы:

- хромитовый концентрат с высокой температурой плавления и характеризующийся высокой химической устойчивостью, практически не растворимый во всех кислотах и щелочах; состав хромитового концентрата, масс. %: Cr_2O_3 – 54,1; MgO – 16,5; Al_2O_3 – 8,0; FeO – 7,5; Fe_2O_3 – 6; SiO_2 – 4,8; CaO – 0,4;

- переплавленный оксид алюминия (электрокорунд), являющийся ценным сырьем, прошедшим предварительную механическую и термическую обработку, который представляет собой высокотемпературную α -фазу. Электрокорунд, являясь устойчивым материалом при высоких температурах также отличается повышенной химической стойкостью, состав электрокорунда, масс. %: Al_2O_3 – 95,3; SiO_2 – 2,5; Fe_2O_3 – 0,3; MgO – 0,1;

- магнезит имеет следующий состав, масс. %: MgO – 85-92; CaO – 0,2-2,5; Al_2O_3 – 1-3; SiO_2 – 2-6; Fe_2O_3 – 1-4.

В бинарных системах Cr_2O_3 образует с Al_2O_3 непрерывный ряд высокотемпературных твердых растворов, с MgO и некоторыми другими оксидами двойные соединения с высокими температурами плавления (свыше 2000 °C).

Эти особенности составляющих смеси определяют сферу их применения – изготовление коррозионно-стойких, огнеупорных кирпичей, футеровок, замазок и

бетонов; возможность применения его как конструкционного материала для агрегатов химической промышленности.

В сухом виде 33-37 кг хромитового концентрата, 32-38 кг электрокорунда, 25 кг магнезита тщательно перемешивали. В приготовленную смесь добавляли 4-6 кг сульфитно-дрожжевой бражки плотностью 1,2 г/см³ и тщательно перемешивали, полученную однородную массу загружали в пресс-формы и осуществляли прессование усилием 1350-1500 кг/см².

Образцы для исследований в различных соотношениях (таблица 1) готовили в виде кубов (30×30×30 мм), штабиков (10×10×50; 4×4×50; 40×40×160 мм) и параллелепипедов (30×30×5; 30×30×10; 70×70×20 мм), необходимых для проведения различных физико-химических, физико-механических и термических исследований.

Таблица 1 - Состав химически стойких огнеупорных материалов

Состав	Содержание компонентов, % (масс.)			
	Хромитовый концентрат	Электрокорунд	Магнезит	Сульфитно-дрожжевая бражка
ХКЭМ ₁	33	38	25	4
ХКЭМ ₂	36	34	25	5
ХКЭМ ₃	37	32	25	6
ХКЭМ ₄	34	34	25	7
ХКЭМ ₅	34	35	25	6

Предлагаемый состав химически стойкой огнеупорной массы из хромитового концентрата, электрокорунда, магнезита и связки представляет собой сложную смесь, способную спекаться при ее термообработке до 1000 °С, что приводит к формированию структуры огнеупорного изделия с улучшенными техническими показателями.

Готовую смесь прессуют на прессе под давлением 4,5-6,5 МПа, после чего сушат до остаточной влажности не более 1 % и проводят термообработку. При достижении в печи температуры 1100 °С происходит самоспекание смеси в течении 4 часов.

При термообработке огнеупорной массы продукты реакции переходят в расплавленное состояние. Для понижения температуры термообработки смеси (от 1950 °С до 1000 °С) и образования твердых продуктов реакции в массу вводят наполнители электрокорунда и хромитовый концентрат.

Современный подход к созданию нового материала предполагает одновременную разработку на его основе гаммы материалов, ориентированных на охват расширенного круга условий эксплуатации, выдвигающих специальные требования к различным эксплуатационным свойствам материала.

Огнеупорные изделия, имеющие в своем составе значительное количество хромсодержащего компонента, в нашем случае хромитового концентрата, при температуре выше 1500 °С поглощают окислы железа из расплава, что приводит к термическому растрескиванию изделий в результате увеличения объема (разбухания), т. е. снижению термостойкости при теплосменах (тепловых ударах). Для повышения механических свойств изделий (прочности футеровки) в состав массы вводят магнезит. В этом случае оксид алюминия (электрокорунд) взаимодействует с окисью магния в составе магнезита



с образованием высокоогнеупорной кристаллической фазы в виде мелкопористой структуры магнезиально-глиноземистой шпинели, что способствует повышению термостойкости изделий до 10-18 теплосмен (1100 °С – вода).

Присутствие в смеси электрокорунда способствует равномерному распределению компонентов в составе массы, что ведет к увеличению плотности разрабатываемых материалов и положительно влияет на термостойкость.

Введение в состав сульфитно-дрожжевой бражки улучшает пластичные и структурно-механические свойства масс при их уплотнении, тем самым способствуя снижению доли открытых пор в результате образования на поверхности изделий вязкой пленки, которая частично перекрывает доступ воздуха в полость кирпичей и при самоспекании получают монолитную поверхность изделия, что ведет к увеличению срока хранения огнеупоров и повышению предела прочности на сжатие.

Количественное соотношение компонентов подобрано экспериментально и отклонение от него приводит к ухудшению качества огнеупорных материалов.

В таблицах 2-3 приведены физико-химические свойства полученных образцов.

Таблица 2 - Химическая стойкость композиционных материалов

Индекс массы	Химическая стойкость, %			
	кислотостойкость			щелочестойкость
	HCl(20,4%)	HCl(35%)	H ₂ SO ₄ (конц.)	NaOH (35%)
ХКЭМ ₁	95,8	95,1	96,4	95,1
ХКЭМ ₂	95,7	95,2	94,9	96,1
ХКЭМ ₃	95,8	95,2	96,0	95,2
ХКЭМ ₄	95,8	95,1	95,4	96,1
ХКЭМ ₅	94,2	93,0	95,3	94,3

Таблица 3 - Свойства образцов обожженных при температуре 1100 °С

Образец	Усадка, %	Плотность, г/см ³	Кажущаяся пористость, %	Объемный вес, г/м ³	Истираемость, г/см ²	Прочность сцепления, МПа	Водопоглощение, %	Теплопроводность в Вт/(м·°С)	Термическая стойкость, 1300 °С- вода (5-25 °С)		Прочность, МПа	
									До появления трещин	До разрушения	При сжатии	При изгибе
ХКЭМ ₁	0,3	1,45	6,9	3,0	0,03	0,5	5,0	6,9	18	22	170	24
ХКЭМ ₂	0,3	1,41	6,9	3,1	0,02	0,5	5,3	6,8	19	23	165	23
ХКЭМ ₃	0,4	1,41	7,0	3,1	0,02	0,5	4,5	6,9	17	22	170	24
ХКЭМ ₄	0,4	1,45	7,0	3,1	0,01	0,5	5,2	6,9	18	22	163	22
ХКЭМ ₅	0,5	1,47	6,9	3,2	0,01	0,5	5,0	6,9	19	24	168	23

Выбор оптимального состава хромкорундового огнеупора произведен по результатам комплексного исследования основных физико-химических и эксплуатационных свойств синтезированных материалов.

Благодаря уникальному сочетанию таких свойств, как высокие химическая стойкость, механическая прочность, твердость, износостойкость, огнеупорность, разработанные огнеупорные материалы могут успешно применяться для защиты химического оборудования.

Таким образом, уникальные физико-химические характеристики утилизируемых шлаков определяют сферу их применения – изготовление химически стойких огнеупорных кирпичей, футеровок, замазок и бетонов для различных отраслей промышленности.

Источники

- 1 Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения. Том 10: Инновация: идея, технология, производство. – Глава 3.3. Конструкционные и защитные материалы в сульфатсоляном производстве. //Под.ред. А.А.Жарменова. – Алматы, 2008. – С. 153-171.
- 2 Б.Н. Сатбаев, А. Нухулы, А.К. Свидерский, О.А. Нуркенов, М.Б. Исмаилов. Огнеупорные СВС-материалы и их применение в металлургии. – Павлодар: ПГПИ, 2008. – 339 с.

Утилизация техногенных отходов цветной металлургии

Жарменов А.А., Хомяков А.П., Табылганова А.Н.

*(РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья РК»,
г. Алматы, Казахстан)*

Изучен процесс жидкофазного восстановления шлаков на ванне науглероживаемого чугуна с комплексным извлечением ценных компонентов в товарные продукты. Определены оптимальные параметры процесса и предложена конструкция руднотермической электропечи с выносным карманом для науглероживания чугуна.

Ключевые слова: жидкофазное восстановление, шлаки, медистый чугун, свинцово-цинковые возгоны.

В настоящее время на предприятиях цветной металлургии произошла реорганизация производства, при которой горно-обогатительный и металлургический комплексы разделили на самостоятельные субъекты. Металлургические комплексы полученные шлаки без обеднения передают на обогатительные фабрики и уже там сульфидную составляющую отделяют от оксидной. Специфика ведения современных высокопроизводительных процессов заключается в том, что большая часть минералов свинца и цинка в шлаках представлена ферритами и шпинелями, которые при флотации остаются в хвостах обогащения и где содержание свинца и цинка достигает 3-4,0%мас.

Патентные исследования и практика гидрометаллургического вскрытия хвостов обогащения шлаков медеплавильных производств свидетельствует о многостадийности и низкой эффективности селективного извлечения меди, цинка и свинца из промпродуктов. Пирометаллургическая переработка позволяет решить эту проблему эффективно и комплексно с извлечением свинца и цинка в товарные возгоны, железа и меди в чугун, а деметаллизированный шлак использовать в производстве строительных материалов. Сочетание технологий обогащения шлаков как текущих производств, так и лежалых с пирометаллургической переработкой хвостов обогащения этих шлаков позволит эффективно, комплексно и безотходно решить проблему их утилизации. Медистый (до 1,0 % Cu) чугун, который может быть использован для внутризаводских нужд предприятия и в производстве мелющих тел – шаров и стержней для мельниц.

Для реализации процесса жидкофазного восстановления шлаков на ванне науглероживаемого чугуна в качестве базового агрегата принята руднотермическая электропечь, позволяющая оперативно изменять температуру расплава в печи в широком интервале, вплоть до 1600⁰С. Существенный недостаток – низкую скорость науглероживания чугуна под слоем шлакового расплава продувкой углеродсодержащих материалов через погружное сопло мы предлагаем заменить внепечным науглероживанием чугуна по опыту черной металлургии. Это позволяет использовать для науглероживания кусковой восстановитель, увеличивает площадь контакта на границе чугун-углерод и позволяет вести процесс науглероживания непрерывно.

При этом стабилизируется электрический режим руднотермической ванны, нет угрозы обрыва электродов и лишних подсосов воздуха в подсводовое пространство печи. На гарнисаже не образуется поверх шлака чугунное «ожерелье» из барботируемого металла.

Следует отметить, что при увеличении в перерабатываемом материале (шлаке) сульфидных включений более 0,5 мас.% серы, скорость усвоения углерода чугуновой ванной существенно замедляется, а при увеличении $[S]_{\text{чуг}} > 0,15 \text{ мас \%}$ следует в «кармане» предусматривать совмещенный процесс науглероживания – рафинации от серы молотой известью, вдуваемой в потоке инертного газа.

Науглероживающие материалы – карбидизаторы, в частности каменные угли обладают повышенной зольностью, следовательно, в кармане для науглероживания будет образовываться шлак, который необходимо периодически выпускать через шлаковое окно – летку. Последняя должна располагаться выше отметки чугунного перетока между ванной электропечи и выносным карманом.

Чугунная фаза содержит, масс. %: железа 93,4-94,0; меди $2,5 \div 2,55$; молибдена 0,12-0,13; серы 0,15-0,30; углерода 3,7-4,1. Выход медистого чугуна составлял 35-36,6 % от массы исходного шлака, извлечение в него составило: меди 95,4-96,1 %; молибдена 85-87 %; железа 92-95 %. В чугун практически полностью переходят благородные металлы и таким образом теряются. Выход свинцово-цинковых возгонов 6,1-6,4 % от массы шлака, содержание в возгонах оксида цинка составило 75-82 %; свинца 12-13,1 %; извлечение соответственно 97,8-98,3 % и 96-96,8 %. Выход деметаллизированного шлака желательнее иметь в пределах 75-90% от массы исходного шлака, т.е. основностью 0,8-1,2

В модернизированной электропечи с выносным карманом для науглероживания чугуна на опытном производстве ВНИИцветмета проведены испытания технологии глубокого обеднения хвостов флотационного обогащения шлаков медеплавильных производств с получением медистого чугуна, свинцово-цинковых возгонов и деметаллизированного шлакового расплава для производства строительных материалов. Печь работала в устойчивом электрическом режиме при напряжении на электродах 49 В и токовой нагрузке 700-900 А. Проплавлено 50 кг граншлаков свинцового производства, 50 кг медных шлаков ПЖВ и 300 кг хвостов флотационного обогащения Зыряновского горно-обогатительного комплекса АО «Казцинк».

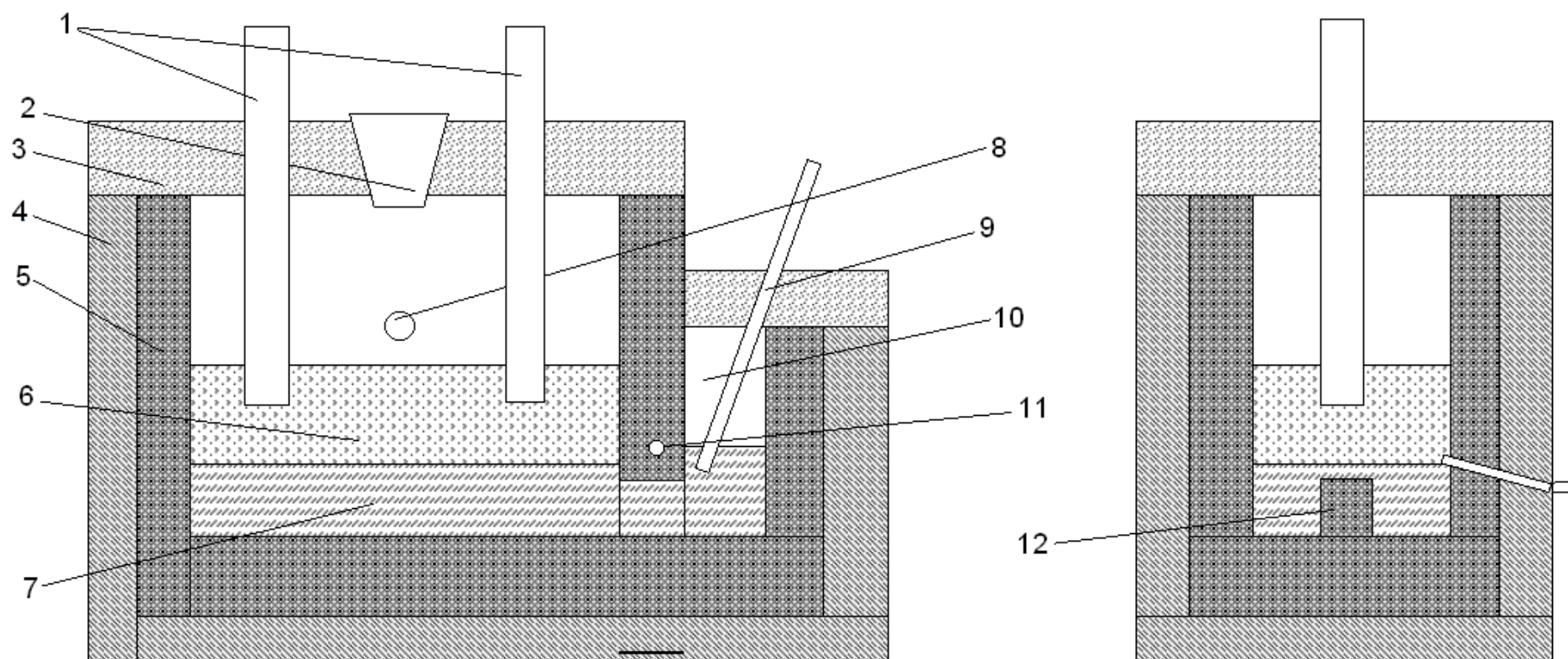
Проведенные исследования показали, что реализация и промышленное освоение процесса глубокого обеднения хвостов флотационного обогащения шлаков цветной металлургии позволяет практически полностью извлечь в товарные возгоны свинец и цинк, получать медистый (до 1,0 % Cu) чугун, который может быть использован для внутривозовских нужд предприятия и в производстве мелющих тел. Это позволит исключить из технологической схемы дорогостоящий процесс рафинирования чугунов от меди и серы и сделать процесс утилизации техногенных отходов экономически рентабельным.

Оптимальным вариантом следует признать переработку хвостов обогащения, содержащих мас. %, свинца - 3,87; цинка - 4,13; меди – 0,26-0,35; железа – 35,43; серы – 0,58. Расход извести (флюса) составил – 30 % от массы шлака, углерода – 12,6% соответственно. Выход отвального шлака 66-68 %, чугуна – 34,15 %; возгонов – 10,0 % от массы исходного продукта (хвостов обогащения). Извлечение меди в чугуне составило 97,3-97,8 % железа – 93,4-94,5 %; в возгоны свинца – $99,7 \div 99,8$ %; цинка 99,5-99,6 %. Расход карбонизаторов составил: каменного угля – 20,6 %; спексокса «Сары-Арка» 15,0 % графитового боя – 13,0 %.

Результаты исследований и полупромышленных испытаний позволяют рекомендовать конструкцию промышленного агрегата (рисунок 1) и технологическую схему (рисунок 2) переработки хвостов обогащения шлаков цветной металлургии и использовать их как основу технической документации для проектирования промышленного производства.

Источники:

- 1 Хомяков А.П., Жарменов А.А., Табылганова А.Н. Технология комплексной переработки шлаков свинцовых производств после фьюмингования с извлечением ценных компонентов и получением медистого чугуна и стройматериалов // Промышленность Казахстана. – 2012, №6(75). – С.76-77.



1 - графитизированные электроды; 2 – загрузочное окно; 3 – свод; 4 – шамот; 5 – хромомагнетитовая футеровка; 6 – шлак; 7 – чугун; 8 – газоход; 9 – сопло; 10 – карман для науглероживания; 11-водоохлаждаемый переток; 12 – перегородка для циркуляции чугуна.

Рисунок 1 – Схема экспериментальной электропечи с «карманом» для науглероживания чугуна



Рисунок 2 – Технологическая схема глубокого обеднения хвостов флотационного обогащения шлаков медеплавильных производств на ванне чугуна в руднотермической печи с выносным «карманом» для науглероживания

Заводские испытания технологии получения технического сульфата магния на АО «Костанайские минералы»

***Жарменов А.А., Хомяков А.П., Табылганова А.Н., Нурхожаев Е.,
Жуматаев Б.Ж., Беделова Ж.Д.***

*(РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья РК»,
г. Алматы, Казахстан)*

Проведены заводские испытания технологии получения технического сульфата магния на АО «Костанайские минералы». Нарботана опытная партия технического сульфата магния.

Ключевые слова: сульфат магния, серная кислота, выщелачивание, кристаллизация.

Проведенные в РГП «НЦ КПМС РК» исследования направлены на разработку и адаптацию к заводским условиям технологий сернокислотной переработки хризотил-асбестовых техногенных отходов. Конечным итогом работы является создание опытного производства с объемом переработки 10-20 т сырья в сутки. Работа способствует диверсификации горно-обогатительного предприятия с созданием химико-металлургического производства в г. Житикара на АО «Костанайские минералы». Актуальность исследований базируется на необходимости утилизации техногенных отходов, определенные виды которых являются экологически вредными.

Следует отметить, что в 20-25 км от Житикары находится крупное редкометальное месторождение, сырье которого может перерабатываться на промышленной площадке АО «Костанайские минералы» по аналогичным технологиям гидрометаллургического передела.

Для снижения эксплуатационных затрат с учетом заводских реальностей на переработку предложено брать песковый материал фракции -0,5 мм, образующийся после отделения волокнистой составляющей, выход которой составляет 7,0 %. Количество песковой фракции настолько велико, что объемы производства в любой момент можно увеличить в десятки раз и на базе опытного производства развернуть крупнотоннажное.

Оригинальность разработки заключается в том, что вопреки традиционному подходу переработки сырья, ставящему во главу максимальное извлечение ценного компонента, предлагается вести технологический процесс выщелачивания при параметрах, обеспечивающих кинетический механизм протекания основных реакций [1]. Так как извлечение магния не стало определяющим фактором, появилась возможность сократить продолжительность цикла выщелачивания, при этом структура материала остается зернистой, что в свою очередь создает предпосылки разделить раствор и твердую фазу простым отстаиванием. Это позволило сократить капитальные и эксплуатационные расходы на процесс фильтрации под разряжением при максимальной эффективности использования кислоты до 98 %.

Результаты первого эксперимента показали, что в созданном термостатированном реакторе происходит интенсивное разогревание пульпы за счет экзотермических реакций взаимодействия щелочноземельного оксида магния с серной кислотой и на всем протяжении процесса в течении 120 мин поддерживается необходимая температура 90-95 °С, позволяющая завершить процесс выщелачивания за 90-120 минут.

Всего было проведено 5 экспериментов по выщелачиванию: два с песковой фракцией -0,5 +0,25 мм, два с отходами из-под рукавных фильтров и один с отходами - 0,5 мм. При 75 % расходе от необходимого количества по расчету технической серной кислоты эффективность ее использования на образование сульфата магния составила 95-98%.

Эксперименты по фильтрации пульпы и продуктивных растворов проводили на фарфоровом нутч-филт্রে диаметром ~300 мм через лавсановую фильтроткань. Разряжение в системе – $1,0 \text{ кг/см}^2$ создавали вакуумным водокольцевым насосом ВВН1-0,75 с замкнутой системой водопотребления. Фильтрация продуктивных растворов происходит одновременно с подачей раствора на фильтровальную поверхность. Песковая пульпа фильтруется в течение 2-3 минут с удалением до 50 % влаги в виде промывного раствора, содержащего 120-160 г/л сульфата магния. Пески после фильтрации содержат 12-15 % влаги в виде остатка сульфатного раствора с остаточным содержанием серной кислоты менее 0,2 г/л раствора.

Фильтрация пульпы после выщелачивания волокнистой массы из-под рукавных фильтров происходила со скоростью 3 л пульпы за 30-40 минут в зависимости от температуры. Влажность кеков после фильтрации составляет 150-200 %, что делает последующие процессы их отмывки от сульфата магния и последующей фильтрации экономически весьма затратными.

Результаты экспериментов позволяют предложить следующее технологическое решение процесса выщелачивания. Пески фракции -0,5 +0,074 (после обеспыливания - обесшламливания) обрабатываем раствором серной кислоты в количестве 75 % от стехиометрии. Для создания пульпы с соотношением Ж:Т = 2,5÷3:1 использовали холодные промывные растворы с концентрацией 25-40 г/л сульфата магния после второй стадии отмывки кека в количестве 250÷300 % от массы песка. Это позволяет вливать техническую серную кислоту более интенсивно в течение 10-15 мин при соблюдении всех правил техники безопасности.

После 90-120 минут выщелачивания раствор 3-5 минут отстаивали в реакторе и насосом удаляли основной объем продуктивного раствора, содержащего 340-360 г/л сульфата магния, который отправляли на кристаллизацию технического сульфата при охлаждении. Затем в этом же реакторе проводили I-ю промывку с использованием в качестве оборотного, промывной раствор от II-й промывки в объемах 75-100 % от массы исходного песка. Первый промывной раствор, содержащий 150-180 г/л сульфата совместно с маточником от кристаллизации продуктивного раствора направляли на гидролитическую очистку от примесей железа, никеля и хрома в объемах, необходимых для производства MgSO_4 марки «ч», либо на упаривание и кристаллизацию технического сульфата магния. Кристаллы семиводного сульфата магния по мере упаривания 35-40 % объема раствора, после охлаждения последнего до комнатной температуры 12-14 часов (ночь) дырчатой ложкой выгружали в эмалированный поддон и сушили на воздухе или в сушильном шкафу при температуре 70 °С.

Был предложен оригинальный реагент для очистки продуктивных растворов от железа, никеля и хрома путем нейтрализации до $\text{pH} = 7,5-8,0$ – активным оксидом магния, который получают из сульфата магния термическим разложением в восстановительной среде в определенном температурном интервале. В отличие от традиционных реагентов – каустической соды и извести, оксид магния не вносит посторонние примеси в продуктивный раствор и способствует снижению затрат на передел [2].

В заводских условиях опробован и вариант гидролитической очистки продуктивных растворов, содержащих 200-220 г/л MgSO_4 , от железа, никеля и хрома, который проводили с помощью химически активного технического оксида магния, содержащего до 5 % оксидов железа. Оптимальная температура процесса 45-65 °С расход реагента 7,0-9,0 г/л раствора.

Визуально раствор из голубовато-зеленого становится бесцветным с коричнево-бурым осадком гидроксидов железа. Реакция полного удаления примесей заканчивается в интервале $\text{pH} 7,5-8,0$, раствор выстаивали 12 часов для созревания хлопьевидного осадка и фильтровали. Бесцветный раствор использовали для кристаллизации чистого сульфата магния, кек сушили, прокаливали при температуре 450 °С для перевода

гидроксидов в гидрофильные оксиды и отмывали от остатков сульфатов. Растворы возвращали на упаривание маточников, а концентрат оксидов железа, никеля и хрома отправляли в черную металлургию. Эту операцию можно осуществлять для получения химически чистого сульфата магния при коммерческом спросе на данный товарный продукт.

В настоящее время для производства огнеупорных изделий необходимо использовать технический сульфат магния в объеме 300 т/год, который Казахстан ввозит из-за границы. Основной объем сульфата магния должен быть востребован при производстве минеральных удобрений.

В рамках программы импортозамещения на АО «Костанайские минералы» может быть организован опытный участок с производительностью 1,0 т/сутки технического сульфата магния по предлагаемой технологии.

Технологическая схема сернокислотного выщелачивания песковой фракции техногенных отходов хризотил-асбестового производства приведена на рисунке 1.

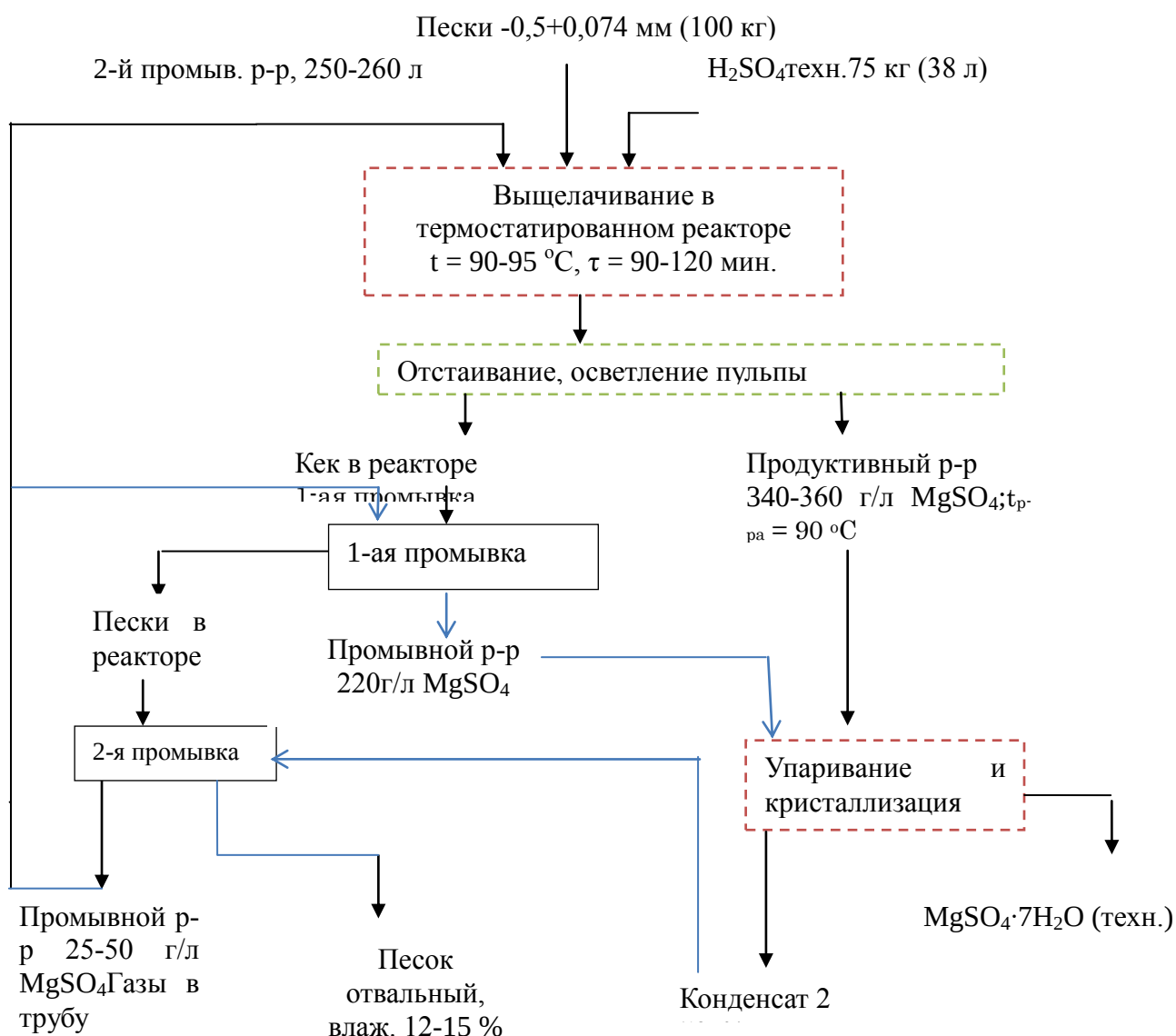


Рисунок 1 – Технологическая схема сернокислотного выщелачивания песковой фракции техногенных отходов хризотил-асбестового производства

Источники:

- 1 Хомяков А., Табылганова А., Нурходжаев Е., Беделова Ж., Дагубаева А. Получение сульфата магния из хризотил-асбестовых отходов // Промышленность Казахстана. – 2015, №2. – С. 72-72.
- 2 Дагубаева А.Т., Хомяков А.П., Луганов В.А., Байгенженов О.С. Гидролитическая очистка растворов сульфата магния // Тезисы докладов на Международных XIV Байконуровских чтений «Региональные возможности реализации стратегии индустриально- инновационного развития «Казахстан-2050»». – Жезказган. – С. 141-143.

Исследования по извлечению меди и цинка из технологических растворов

Жумашиев К.Ж., Нарембекова А.К., Катренов Б.Б., Мусина А.Е.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

В данной работе предлагается альтернативный способ извлечения меди и цинка из технологических растворов с применением сероводорода. Были проведены исследования по влиянию pH раствора, температуры и продолжительности опыта на процесс осаждения цветных металлов из раствора.

Ключевые слова: забалансовые медные руды, технологические растворы, сероводород, осаждение цветных металлов.

Современное производство тяжелых цветных металлов, в частности меди, характеризуется все более широким применением гидрометаллургических процессов.

Предпосылки разработки и создания гидрометаллургических способов извлечения меди остаются в основном прежними, а именно:

- существенное снижение содержания меди в исходном природном сырье, увеличение в нем нежелательных примесей;
- повышение требований к обеспечению охраны окружающей среды;
- необходимость повышения комплексности использования сырья.

Существуют четыре основных метода извлечения меди из разбавленных растворов [1]:

1. Осаждение меди путем непосредственного восстановления до металла;
2. Осаждение соединений меди, например гидроокиси, основного карбоната или тиоционата. Этот метод может быть объединен с так называемой ионной флотацией;
3. Концентрирование бедных медьсодержащих растворов без перехода меди из одной фазы в другую;
4. Извлечение соединений меди, связанное с переходом ее из одной фазы в другую.

Существует технология извлечения меди из забалансовых медных руд (содержание меди 0,3%), включающая обжиг – выщелачивание. Таким образом, получают растворы с низким содержанием меди. Переработка таких растворов осуществляется по сложной схеме, включающая селективную сорбцию или экстракцию, что сопровождается потерей дорогих реагентов (250 у.е./т меди) и выполнением нескольких операций селективного извлечения каждого компонента. Основным недостатком таких технологий является чрезмерная продолжительность процесса.

В этой связи, целесообразно было бы извлечь основной металл и их спутники в один коллективный концентрат и его переработать по существующей пирометаллургической схеме, но бесшлаковой плавкой.

Для выделения цветных металлов из раствора могут быть использованы различные сульфидизаторы: сероводород, тиосульфат кальция, известково-серный отвар, пирротиновый концентрат, сульфиды кальция и железа, однако все эти реагенты обладают определёнными недостатками, снижающими их эффективность или вовсе препятствующими их использованию в конкретных промышленных условиях.

В последние годы технологические усовершенствования привели к тому, что сероводород стал раскрывать свои потенциальные возможности как реагент для крупномасштабного гидрометаллургического производства [2].

Задача исследования состояла в селективном извлечении из бедных технологических растворов сульфидов меди и цинка, а также в получении

коллективного концентрата в виде сульфидов этих металлов. Осаждение проводили с помощью сероводорода, полученного в лабораторных условиях из отходов производства. Для осаждения металлов использовали модельный раствор, в г/л: Fe^{3+} 5,12; Cu^{2+} 4,18; Zn^{2+} 2,34; Ni^{2+} 1.34.

В сернокислых растворах при подаче сероводорода в реакционную камеру вначале происходит восстановление трехвалентного железа до двухвалентного состояния ($\text{Fe}^{3+} \rightarrow \text{Fe}^{2+}$). При этом на восстановление железа расходуется стехиометрическое количество сероводорода. Пока в реакционной камере происходит восстановление железа сероводородом, осаждения сульфида меди не происходит. При полном восстановлении трехвалентного железа начинается осаждение сульфида меди. Медь из раствора осаждается сероводородом практически полностью.

Селективное осаждение сульфидов металлов зависит от pH раствора. При исследовании процесса осаждения меди и цинка были рассмотрены основные факторы, которые могут влиять на степень осаждения этих металлов из раствора.

В связи с этим были проведены исследования по влиянию pH раствора (pH корректировали с помощью растворов гидроксида натрия), температуры ($t^{\circ}\text{C}$) и продолжительности опыта (τ , мин) на процесс осаждения цветных металлов из раствора. Исследования проводили по методу математического планирования эксперимента [3].

Таблица 1 – Уровни факторов

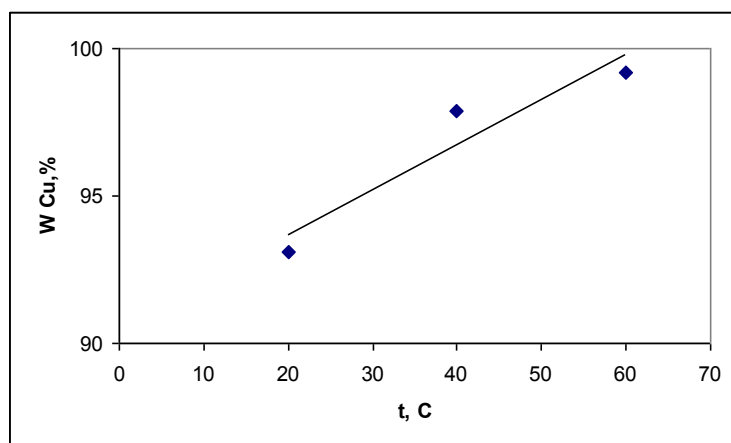
№	Факторы	Уровни факторов		
		1	2	3
1	Температура раствора ($t^{\circ}\text{C}$)	20	40	60
2	Продолжительность опыта (τ , мин)	20	60	120
3	pH раствора	0	1,5	3,0
4	Вакантный фактор X_4	1	2	3

Экспериментальные значения полученных сульфидов меди и цинка представлены в таблице 2.

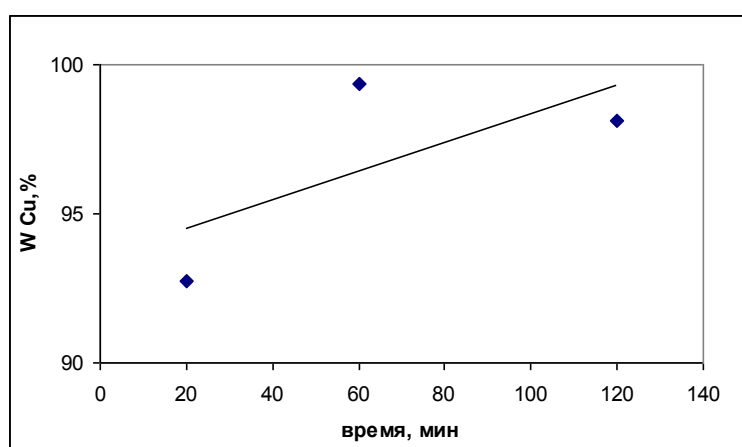
Таблица 2 – Экспериментальные значения выхода меди и цинка в зависимости от изучаемых факторов

№ опыта	$t^{\circ}\text{C}$	τ , мин	pH	X_4	W_{Cu} , %	W_{Zn} , %
1	20	20	0	1	79,80	0
2	40	60	1,5	1	98,85	41,35
3	60	120	3	1	100,0	90,54
4	20	60	3	2	100,0	82,38
5	40	120	0	2	94,82	0
6	60	20	1,5	2	98,45	42,24
7	20	120	1,5	3	99,56	40,16
8	40	20	3	3	100	88,12
9	60	60	0	3	99,14	0

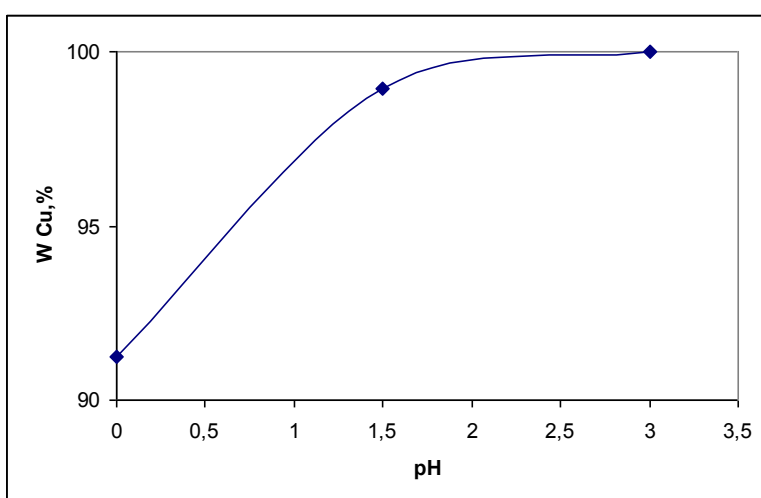
Зависимости выхода меди и цинка от температуры, продолжительности и pH представлены на рисунках 1 и 2.



а)

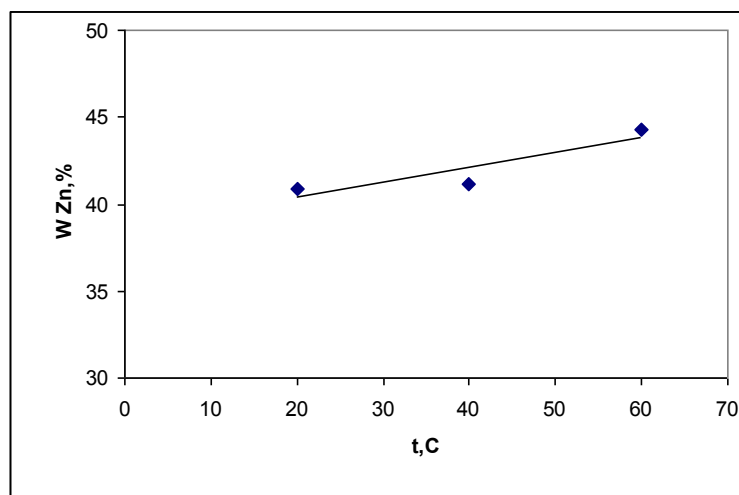


б)

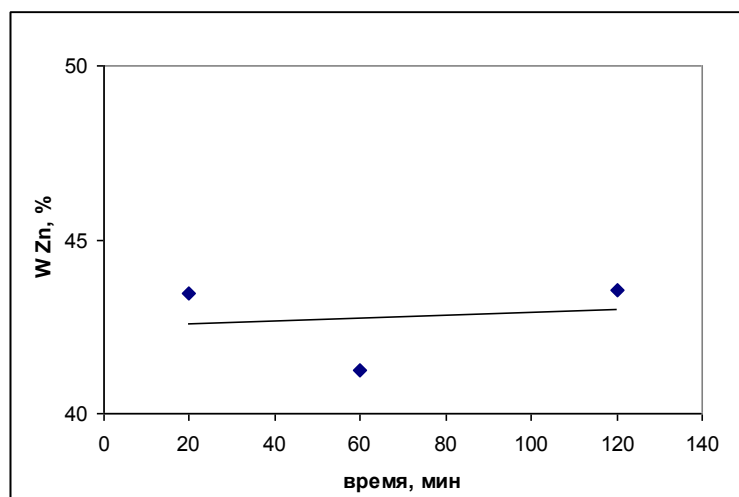


в)

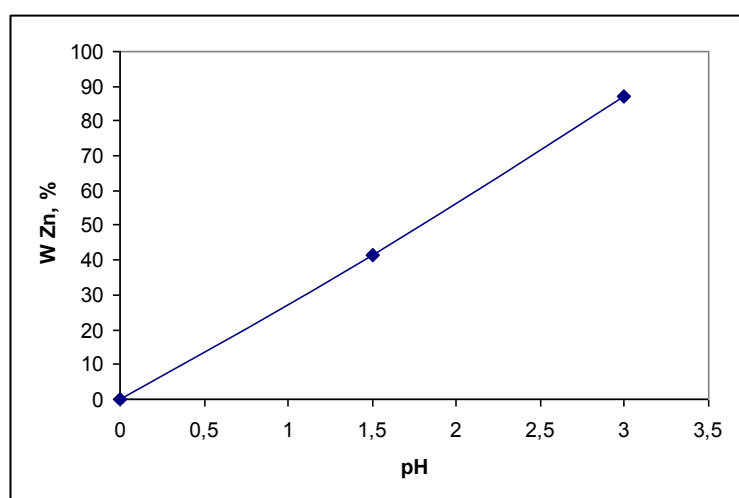
Рисунок 1 - Зависимость выхода меди от температуры (а), продолжительности (б) и pH раствора (в)



а)



б)



в)

Рисунок 2 - Зависимость выхода цинка от температуры (а), продолжительности (б) и pH раствора (в)

Таблица 3 – Коэффициент корреляции R и его значимость t_R для частных зависимостей выхода меди и цинка от изучаемых факторов

Функция	R	t_R	Значимость функции
Функции и коэффициент корреляции для выхода меди			
$W = 90 + 0.15t$	0,79	2,08	значима
$W = 77,62 \tau^{0.0625}$	0,84	2,80	значима
$W = 91,25 + 2.92pH$	0,69	1,33	незначима
Функции и коэффициент корреляции для выхода цинка			
$W = 40,85 + 0,085(t-20)$	0,94	7,83	значима
$W = 38,91 + 0,039\tau$	0,46	0,58	незначима
$W = 26pH^{1,10}$	0,99	49,6	значима

Полученные частные зависимости были объединены в единые многофакторные зависимости.

Выведенное обобщенное уравнение осаждения меди и цинка из растворов сероводородом в зависимости от температуры, времени и pH раствора выглядит следующим образом:

$$W_{Cu} = 96,85^{-1} 77,62 \tau^{0.0625} \cdot (90 + 0.15t); R = 0,82; t_R = 5,48 \quad (1)$$

$$W_{Zn} = 42,63^{-1} (40,85 + 0,085(t-20) \cdot (26pH^{1,10}); R = 0,94; t_R = 12,88 \quad (2)$$

Согласно полученным результатам следует, что из сложных медь- и цинксодержащих растворов возможно действием сероводорода селективно выделить сульфиды меди и цинка, либо, регулируя pH раствора, осадить их в виде коллективного концентрата.

Источники

- 1 Зеликман А.Н. Теория гидрометаллургических процессов. М.: Металлургия, 1983. – 424 с.
- 2 Симмонс К.С. Сероводород как гидрометаллургический реагент. В кн.: Гидрометаллургия. М.: Металлургия. 1971. – С. 256-281.
- 3 Малышев В.П. Математическое планирование металлургического и химического эксперимента. Алма-Ата: Наука, КазССР, 1977. – 37 с.

Оценка влияния кальция на морфологию неметаллических включений в литой стали

*Ильясов А.Э., Ахметов А.Б., Кусаинова Г.Д., Омаров М.Х., Кусжанова А.А.,
Карсенбекова Л.А., Шинбаева У.Б.*

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

В работе представлены результаты исследования по повышению качества получаемой стали модифицированием неметаллических включений кальцием, подаваемым в составе комплексного раскислителя.

Ключевые слова: кальций, спецсталь, сплав.

Одним из путей повышения качества выплавляемой стали и изготовления из нее металлоизделий является дальнейшее совершенствование технологии раскисления и легирования стали с применением комплексных ферросплавов, содержащих кальций. Применение таких сплавов при окончательном раскислении стали позволяет получать легкоплавкие оксидные включения, содержащие окись кальция, которые обладают хорошо коагулирующей способностью, низкой смачиваемостью сталью и быстро удаляются из нее. Оставшиеся мелкие глобулярные включения не образуют грубых скоплений, равномерно распределяются в объеме металла и, в меньшей степени, нарушают ее сплошность. Модифицирование стали комплексными сплавами, содержащими такой химически активный элемент как кальций, должно стать одним из эффективных способов улучшения качества казахстанской машиностроительной металлопродукции.

Применение кальциевого сплава для окончательного раскисления обеспечивает контролируемые состав и форму неметаллических включений и получение стали с низким содержанием кислорода. Кальций обладает прекрасным химическим свойством - весьма сильным сродством к кислороду, но в то же время при температурах присущих процессом плавки стали находится в газообразном состоянии.

В ходе исследования проведенных в ХМИ им.Ж.Абишева расчетными и экспериментальными методами установлены оптимальные соотношения кальций содержащих сплавов, шихтовых материалов и других параметров плавки стали. Установлена оптимальная фракция кальций содержащих модификаторов, в пределах +3,0-10,0 мм. Определен оптимальный химический состав модификатора для обработки спецсталей, %: 45 ÷ 50 Si, 15 ÷ 20 Al, 13 ÷ 16 Ca, остальное Fe. Так же было выяснено, каков процент усвоения этих элементов в жидкой стали, который приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Усвоение основных элементов комплексного сплава

Элемент	Усвоение, %
Ca	10
Al	50
Si	70

В ходе исследования были выбраны три марки стали: 110Г13Л, 70ХЛ и 30Х13Л.

Для разработки схемы раскисления спецстали, обеспечивающей оптимальное соотношение легирующих элементов провели ряд плавов на печи Таммана в лабораторных условиях.

Применили следующие легирующие материалы, раскислители и модификаторы в зависимости от выплавляемой марки стали:

- феррохром, ГОСТ 4757 – 91;
- ферросиликохром, ГОСТ 11861 – 91;
- ферросиликомарганец марки МнС17, ГОСТ 4756-91;
- ферросилиций марки ФС65, ГОСТ 1415-93;
- силикокальций марки СК30, ГОСТ 4762-72;
- алюминий марки АВ87, ГОСТ 295-79.

Раскисление и легирование спецсталей проводили ферросплавами, указанными в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав раскислителей

Ферросплав	Содержание элементов, %							
	C	Si	Mn	Cr	Al	Ca	S	P
ФМн78	7,00	2,00	75,00	-	-	-	0,030	0,450
МнС17	1,70	17,00	65,00	-	-	-	0,030	0,350
ФС65	-	65,00	-	-	2,00	-	0,030	0,050
АВ87	-	-	-	-	86,00	-	-	-
ФХ100	1,00	2,00	-	65,00	-	-	0,020	0,030
СК30	0,50	6,00	-	-	2,00	30,00	-	0,040

Для определения расходов легирующих материалов, раскислителей и модификаторов выполнили балансовые расчеты для каждой конкретной марки стали. За основу взяли сталь 08кп, как наиболее чистую сталь по примесям.

В проведенной работе установлены степени усвоения элементов во время раскисления и легирования (таблица 3).

Таблица 3 – Усвоение элементов во время раскисления и легирования

Элемент	Усвоение, %
Si	70,00
Mn	95,00
Al	50,00
Cr	90,70

Расчеты выполнены при использовании 90 % и 100 % легированных отходов Б22 стали в шихте. Результаты расчетов приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Удельный расход материалов при выплавке 1т стали марки 110Г13Л

Материал	Удельный расход, кг/т	
	при 100 % лома Б22	при 90 % лома Б22
Лом углеродистый А2	0,0	106,1
Лом легированный Б22	1061,0	954,9
Силикокальций СК30	0,5	0,5
Ферромарганец ФМн78	45,8	62,1
Ферросилиций ФС65	10,5	10,5

Для получения стали марки 70ХЛ произведена выплавка на углеродистом ломе в дуговой сталеплавильной печи (ДСП). Расчеты приведены в таблице 5.

Таблица 5 – Расход легирующих сплавов при выплавке стали марки 70ХЛ

Ферросплав	Расход
ФМн78	6,557 кг/т
ФХ800	16,68 кг/т
ФС65	4,017 кг/т

Для подбора раскислителей и легирующих материалов, обеспечивающих минимальный их расход для легирования стали марки 30Х13Л были произведены расчеты материального баланса раскисления и легирования данной спецстали.

Расчеты выполнены при использовании 90 и 100 % легированных отходов стали марки 30Х13Л в шихте.

При использовании 90 % легированных отходов стали марки 30Х13Л состав металлошихты рассчитан с получением в суммарной завалке следующих концентраций основных элементов:

- содержание хрома по верхнему пределу 13 %;
- содержание углерода 0,2 %.

Химический состав используемых в металлошихте материалов приведен в таблице 6.

Таблица 6 – Шихтовые материалы для выплавки стали марки 30Х13Л

Материал	Содержание в шихте, %	Содержание элементов, %					
		С	Si	Mn	Cr	S	P
Легированные отходы Б26	90	0,12	0,8	2,0	13,0	0,005	0,005
Углеродистый лом А2	10	0,4	0,3	0,5	-	0,030	0,030
Феррохром ФХ100	10	1,0	1,88	-	65,0	0,02	0,03

При выплавке стали марки 30Х13Л кокс в завалку не давали, т.к. среднеуглеродистый феррохром вносит достаточное количество углерода для ведения плавки на вспененном шлаке.

Результаты выполненных расчетов приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Удельные расходы материалов при выплавке 1т стали марки 30Х13Л

Материал	Удельный расход, кг/т	
	при 90 % лома Б26	при 100 % лома Б26
1	2	3
Лом углеродистый А2	101,7	0,0
Лом легированный Б26	908,5	1010,0
ФХ100	21,7	20,6
ФХ100	21,7	20,6
АВ87	2,0	2,0
СК30	0,5	0,5
МнС17	3,7	2,8
ФС65	9,2	9,7

Полученные химические составы 3 марок сталей приведены в таблице 8.

Таблица 8 – Химический состав опытных сталей, %

Марки сталей	C	Mn	Si	S	P	Al	Ca	Cr
110Г13Л	1,03	14,75	0,97	0,007	0,014	0,045	0,007	
70ХЛ	1,02	1,23	0,55	0,048	0,017	0,48	0,006	0,84
30Х13Л	0,35	0,54	0,80	0,018	0,013	0,001	0,005	12,20

Для сравнения приведен требуемый по стандартам химический состав данных марок сталей в таблице 9.

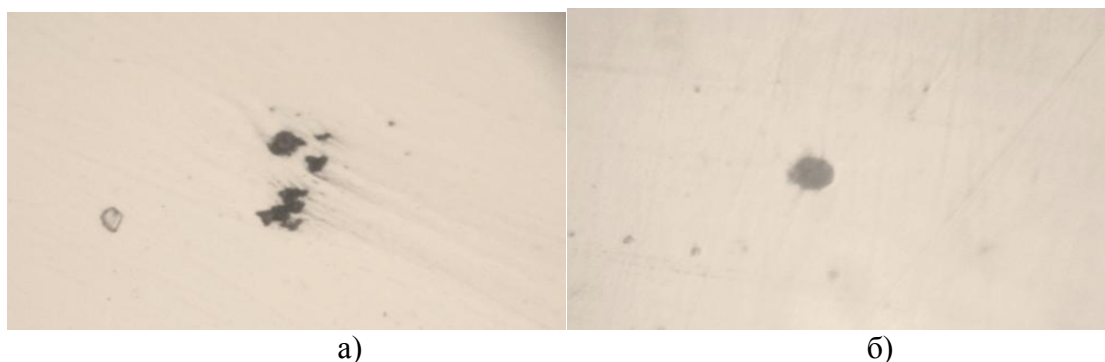
Таблица 9 – Химический состав сталей, %

Марки сталей	C	Mn	Si	S	P	Cr
110Г13Л	0,9-1,5	11,5-15,0	0,8-1,0	< 0,05	< 0,12	< 1,00
70ХЛ	0,65-0,75	0,8–1,0	0,25-0,45	> 0,04	> 0,05	0,80-1,00
30Х13Л	0,28–0,35	0,3-0,8	0,2-0,8	< 0,025	< 0,03	12,00-14,00

Проведен металлографический анализ полученных образцов стали в исходном литом состоянии.

Металлографические исследования шлифов проводили на металлографическом микроскопе «Olympus BX51TRF», структуру стали определяли по ГОСТ 5638-82 (Методы выявления и определения величины зерна) травлением образца в 4 %-ном растворе азотной кислоты в этиловом спирте. Размер аустенитного зерна оценивали баллом согласно ГОСТ 5639 (метод сравнения, шкала 3), рисунок 1.

На рисунке 1 приведены фотографии микрошлифов сравнительного и опытного металлов стали марки 110Г13Л.



а) - сравнительный металл; б) - опытный металл

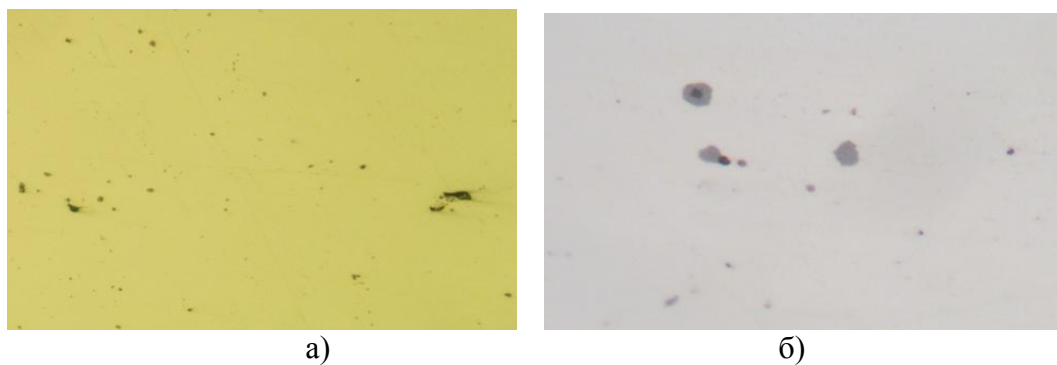
Рисунок 1 – Неметаллические включения в металле, x100

Металлографические исследования показали, что в стали, обработанной кальцием (рисунок 1 б) неметаллические включения сульфидов и оксисульфидов глобулярные, а на сравнительном металле неметаллические включения представлены сгруппированными остроугольными включениями корунда.

В ходе исследований выявлено, что даже малое содержание кальция (0,005 - 0,008 %) достаточно для глобулизации сульфидов, что в свою очередь ликвидирует межкристаллитное охрупчивание.

Исходя из данных экспериментов рассчитали расход опытного сплава кальция с требуемым, оптимальным составом, %: Ca - 15; Al - 18; Si - 50, для модифицирования стали. Приняли усвоение Ca из ФАСК - 10 %, что внесет 0,05-0,08 % Ca.

В модифицированном опытном металле 70ХЛ модифицированном сплавом с кальцием обнаружены комплексные оксисульфидные неметаллические включения, имеющие глобулярную форму. В опытной стали, выделяющаяся оксидная фаза оказывается в сульфидной оболочке (рисунок 2), а оксиды алюминия (Al_2O_3) обычно остроугольной формы, превращаются в глобулярные, равномерно распределенные в объеме металла, что существенно уменьшает их отрицательное влияние, как концентраторов напряжений.



а - оксиды алюминия; б - оксисульфиды

Рисунок 2 – Неметаллические включения в стали 70ХЛ, х500

Исследование образца опытной литой стали 30Х13Л под микроскопом показывает, что металл имеет крупные неметаллические включения в виде сростков-агрегатов распределенных разрозненно друг от друга частиц и в виде скоплений разного характера (рисунок 3). Наблюдаются мелкие оксиды алюминия корунд (Al_2O_3), распределенные дезориентированно по всему шлифу.

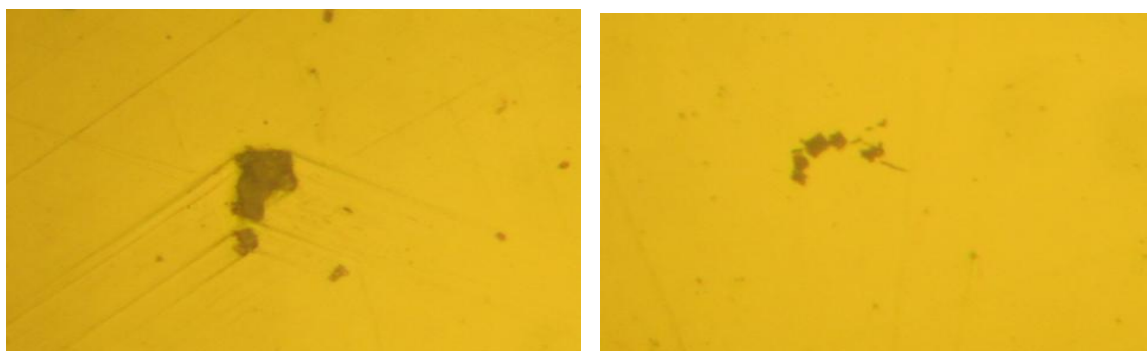


Рисунок 3 – Включения корунда в немодифицированной стали 30Х13Л, х500

Модифицирование опытной стали 30Х13Л способствовало глобулизации неметаллических включений (рисунок 4). На поверхности шлифа наблюдаются глобулы алюмосиликатов, окисульфидов, а также единичные включения корунда(Al_2O_3).

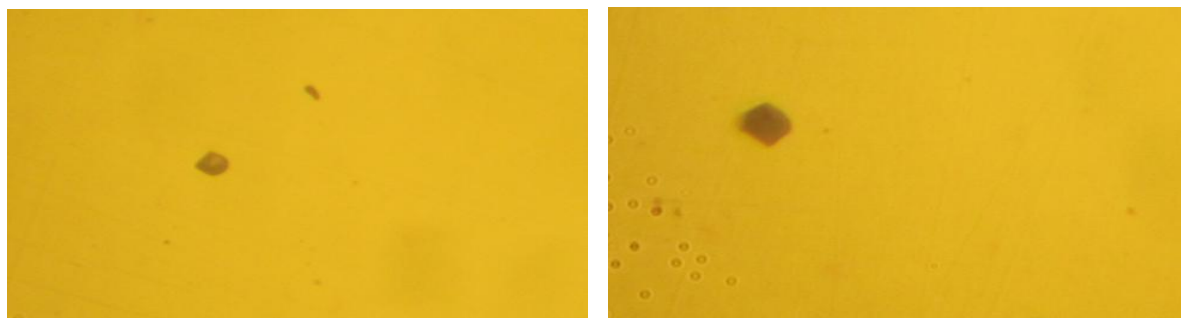


Рисунок 4 – Неметаллические включения в стали 30X13Л, модифицированной комплексным сплавом с кальцием, х500

Проведенные исследования показали, что проведение модифицирования сталей этой группы в ходе разливки металла позволяет улучшить качество металла.

Таким образом, применение при раскислении стали комплексного раскислителя содержащего кальций, положительно влияет на неметаллические включения, придавая им более благоприятную глобулярную форму. Полученные результаты позволяют прогнозировать получение более высоких механических и эксплуатационных свойств литой детали.

Источники

- 1 Толымбеков М.Ж., Ахметов А.Б., Байсанов С.О., Огурцов Е.А., Жиембаева Д.М. Некоторые аспекты производства и применения комплексных ферросплавов в металлургии. // Сталь. – 2009, №5. – С. 34-37.
- 2 Жарменов А.А., Ахметов А.Б., Толымбеков М.Ж., Чекимбаев А.Ф.. Испытания сплава ферросиликоалюминий при выплавке стали в 250-и тонной электропечи завода Çolakoğlu Metallurgy Inc., Турция. // Абишевские чтения-2011. – С. 425-426.
- 3 Бродецкий И.Л., Харчевников В.П., Белов Б.Ф., Троцан А.И. О влиянии кальция на зернограничное охрупчивание конструкционной стали с карбонитридным упрочнением. М и ТОМ. 1995, № 5.
- 4 Толымбеков М.Ж., Ахметов А.Б., Байсанов С.О., Берг А.А., Огурцов Е.А. Использование барий и кальцийсодержащих комплексных ферросплавов при выплавке сталей // Сб. научн. тр. Комплексная переработка минерального сырья. – Алматы. – 2002. – С. 389.

Математическая модель вязкости кобальта по концепции хаотизированных частиц

Кажикенова А.Ш.¹, Макашева А.М.², Малышев В.П.², Алибиев Д.Б.¹

(¹Карагандинский государственный университет им. Е.А. Букетова, г. Караганда, Казахстан, ²Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)

Авторами предлагается обобщенная полуэмпирическая модель температурной зависимости вязкости кобальта, основанная на концепции хаотизированных частиц. Высокая адекватность нового уравнения позволяет рассчитать необходимые значения в широком диапазоне температур, от температуры плавления вплоть до температуры кипения. Также для кобальта приведены значения степени ассоциации кластеров и энергии активации, полученные по модифицированному уравнению Френкеля на основе экспериментальных и рассчитанных по обобщенной модели данных.

Ключевые слова: вязкость, хаотизированные частицы, ассоциаты, кластеры, расплав, кобальт.

Ранее авторами концепции хаотизированных частиц были выведены три зависимости кинематической вязкости расплавов от температуры [1]. Так, базовое уравнение с учетом только кристаллоподвижных частиц выражается следующим образом

$$\nu = \nu_r T_r / T, \quad (1)$$

где ν_r и T_r – соответственно кинематическая вязкость и абсолютная температура для некоторой реперной точки, выбираемой в принципе произвольно в качестве наиболее надежного экспериментального определения;

второе – с учетом кристаллоподвижных и жидкоподвижных частиц

$$\nu = \frac{\nu_r T_r [\exp(-T_m / T_r) - \exp(-T_b / T_r)]}{T [\exp(-T_m / T) - \exp(-T_b / T)]}, \quad (2)$$

где T_m и T_b – соответственно температуры плавления и кипения;

и третье – с учетом всех трех видов частиц (кристаллоподвижных, жидкоподвижных и пароподвижных)

$$\nu = \frac{\nu_r T_r}{T} \frac{\exp(-T_m / T_r)}{\exp(-T_m / T)} = \frac{\nu_r T_r}{T} \exp\left(\frac{T_m}{T} - \frac{T_m}{T_r}\right). \quad (3)$$

Эти модели были проверены на всем доступном справочном материале по вязкости расплавов металлов [2]. В результате проверки было установлено, что не было ни одного случая неподчинения справочных данных какой-либо из трех предложенных моделей; к тому же эта подчиненность оказалась в согласии с различием в конфигурациях электронных оболочек и потенциалами ионизации металлов, т.е. с периодическим законом Д.И. Менделеева.

Но необходимость проверки каждой из трех моделей вязкости и выбора наиболее адекватной усложняет процедуру обработки данных. Вероятно, более сильная зависимость от температуры помимо ее обоснования за счет разжижающего влияния жидкоподвижных и пароподвижных частиц может быть объяснена образованием ассоциированных или агрегированных элементарных кластеров, разрушение которых с

повышением температуры происходит параллельно с разрушением элементарных кластеров, тем самым создается эффект более сильного влияния температуры на вязкость в случае формирования подобных ассоциатов или агрегатов.

Это позволяет учесть данный эффект в рамках базовой модели (1) усилением фрагмента (T_r/T) , т.е. путем возведения вероятности элементарного события в степень, равную числу соударяющихся частиц:

$$\nu = \nu_r (T_r/T)^a, \quad (4)$$

где a – показатель степени ассоциации $\bar{n}$ -частичных кластеров.

При $a = 1$ уравнение (4) сводится к (1), откуда следует, что зависимость с $a < 1$ лишена физического смысла. Поэтому любая более сильная зависимость от температуры может быть выражена по (4) с учетом $a > 1$.

Учет этого показателя позволяет более детально отобразить структуру расплава с выходом на параметры, поддающиеся количественному выражению и физико-химическому контролю. Параметр a определен из (4) путем логарифмирования

$$a = \frac{\ln(\nu/\nu_r)}{\ln(T_r/T)}. \quad (5)$$

Для определения a были использованы все экспериментальные значения вязкости при различных температурах за исключением значений ν_r и T_r , приводящих к неопределенности вида $[0/0]$. Далее вычисляется среднее значение параметра агрегации:

$$\bar{a} = \frac{1}{m} \sum_{\substack{i=1 \\ i \neq r}}^m \frac{\ln(\nu_i/\nu_r)}{\ln(T_r/T_i)}, \quad (6)$$

где i – переменная суммирования,

m – количество вычисленных по формуле (5) значений параметра a .

Полученное среднее значение обязательно проверяется на представительность по критерию однородности множества и затем используется в уравнении (4) для получения расчетных значений и сравнения с экспериментальными по коэффициенту корреляции.

Предлагаемая обобщенная модель температурной зависимости вязкости была использована нами для расчета энергии активации вязкого течения расплава в комбинации с уравнением Френкеля, которое выведено для динамической вязкости

$$\eta = A \exp\left(\frac{U}{RT}\right). \quad (7)$$

Здесь A и U соответственно постоянные предэкспоненциальный множитель и энергия активации вязкого течения, смысл которых различными авторами трактуется в зависимости от предполагаемого характера межчастичного взаимодействия и квазикристаллической структуры жидкости [3].

Так как кинематическая вязкость связана с динамической вязкостью по формуле $\nu = \eta/\rho$ (ρ – плотность расплава), то, ввиду весьма слабой зависимости плотности от

температуры в уравнении (7) η можно напрямую заменить на ν , соответственно скорректировав параметры A и U на A' и E_a :

$$\nu = A' \exp\left(\frac{E_a}{RT}\right). \quad (8)$$

Уравнение (7) справедливо для узкого диапазона температур и непригодно для полного описания жидкого состояния. Поэтому появляется необходимость представления обобщенной зависимости (4) в координатах $\ln \nu - 1/T$ для выделения псевдопрямолинейных участков с целью обработки их по модифицированному уравнению Френкеля (8) и определением величины энергии активации разуплотнения и вязкого течения.

Необходимо отметить, что хотя выбор реперной точки не имеет принципиального значения, ее целесообразнее фиксировать вблизи (но не в точке) кристаллизации, так как при пониженных температурах вязкость определяется более надежно и имеет наиболее высокие значения.

Покажем применимость этих моделей на примере расплава кобальта. Для кобальта в [4] указаны $T_m = 1767$ К и $T_b = 3230$ К. С помощью уравнения для динамической вязкости

$$\ln \eta = 9,934 - 35,832 \cdot 10^3/T + 37,84 \cdot 10^6/T^2, \quad 10^2 \text{ г/(см·с)} \quad (9)$$

и значений плотности из [5], автором работы [2] вычислена кинематическая вязкость. Расчет кинематической вязкости в сопоставлении с предлагаемыми моделями представлен в таблице 1 и на рисунке 1. В качестве реперной взята точка со значениями $T_r = 1777$ К и $\nu_r = 7,39 \cdot 10^{-7} \text{ м}^2/\text{с}$.

Таблица 1 – Сопоставление сглаженных экспериментальных данных [4] с рассчитанными по моделям (1)-(4) значениям кинематической вязкости ртути, $10^7 \text{ м}^2/\text{с}$

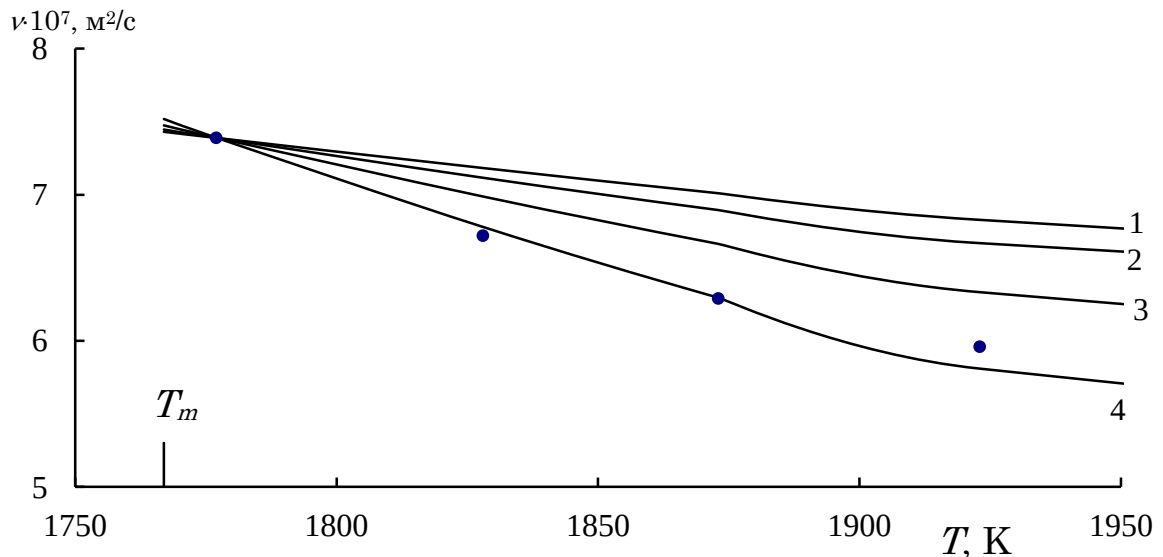
T	$\nu[4]$	$\nu(1)$	$\nu(2)$	$\nu(3)$	a	$\nu(4)$
$T_m = 1767$	-	7,43	7,45	7,47	-	7,52
1777	7,39	7,39	7,39	7,39	-	7,39
1828	6,72	7,18	7,12	6,99	3,36	6,78
1873	6,29	7,01	6,90	6,66	3,06	6,29
1923	5,96	6,83	6,67	6,33	2,72	5,81
$T_b = 3230$	-	4,07	4,00	2,60	-	1,20
R	-	< 0	< 0	0,736	-	0,983

Ранее в работе [2] было установлено преимущество третьей модели. Графическое сопоставление данных показывает, что более точной оказывается четвертая модель, коэффициенты корреляции соответственно равны 0,736 и 0,983. Коэффициент корреляции для четвертой модели выше, что указывает на целесообразность применения модели (4).

Среднее значение $\bar{a} = 3,05$. Однородность полученного множества для a по критерию Налимова соблюдается: $S(x) = 0,318$; $r_{\min}^{\max} = 1,252 < r_{cr} = 1,483$. Таким

образом, с учетом степени ассоциированности кластеров в качестве обобщенной модели вязкости расплава в полном диапазоне температур можно использовать модель (4) с нахождением доверительного интервала и с округлением

$$\nu = (5,962 \cdot 10^3 / T^{3,05}) \pm 3,55 \cdot 10^{-9}, \text{ м}^2/\text{с}. \quad (10)$$



ν – кинематическая вязкость, T – температура. Точки – экспериментальные данные [4], 1 – по первой модели, 2 – по второй, 3 – по третьей, 4 – по четвертой

Рисунок 1 – Зависимость кинематической вязкости кобальта от температуры

Экспериментальные [4] и рассчитанные по модели (4) данные для температурной зависимости кинематической вязкости обработали по модифицированному уравнению Френкеля (8), графическое изображение в координатах $\ln \nu - 1/T$ показано на рисунке 2.

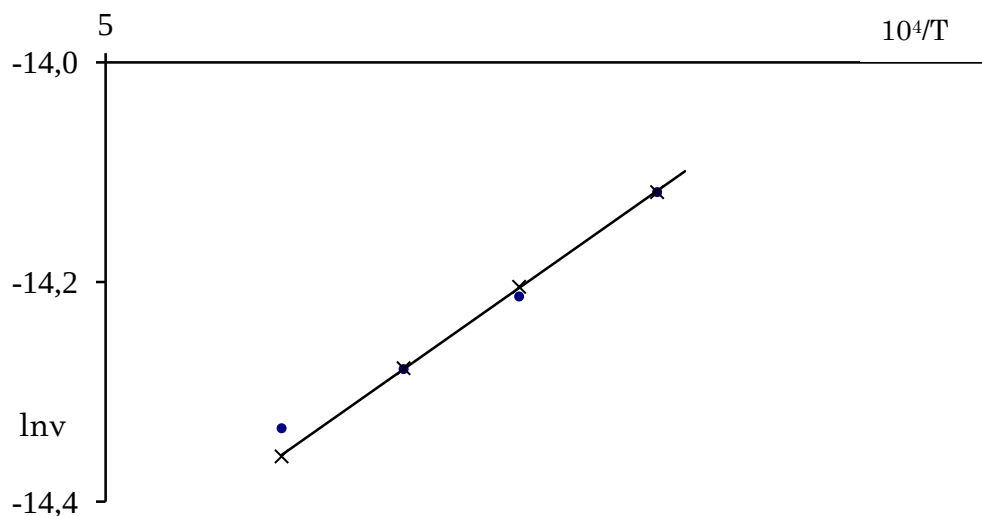


Рисунок 2 – Зависимость логарифма кинематической вязкости кобальта от обратной температуры. Точки – экспериментальные данные, крестики – для модели (4), прямая – по уравнению (8)

Энергия активации для экспериментальных данных составляет $E_a = 41971$ Дж/моль, для четвертой модели – $E_a' = 46835$ Дж/моль.

Вышеприведенные выкладки были проверены на 28 металлах, для которых имеются справочные данные по вязкости. Во всех случаях обобщенная модель (4) описывает температурную зависимость вязкости более адекватно в сравнении с выбранной из ранее трех предлагаемых моделей, тем самым позволяя использовать модель более общего вида. В таблице 2 приведены значения степени ассоциации кластеров по уравнению (4) и энергии активации, полученные по модифицированному уравнению Френкеля (8) для 28 металлов периодической системы Д.И. Менделеева.

Таблица 2 – Значения средней степени ассоциированности кластеров и энергии активации, рассчитанной по модифицированному уравнению Френкеля ($E_a(8)$) для 28 металлов

Элемент	$\bar{a}$	$E_a(8)$, Дж/моль	Элемент	$\bar{a}$	$E_a(8)$, Дж/моль	Элемент	$\bar{a}$	$E_a(8)$, Дж/моль
<i>Li</i>	1,04	6086	<i>Cu</i>	1,65	22133	<i>Te</i>	2,77	21476
<i>Be</i>	9,51	128017	<i>Zn</i>	1,90	14134	<i>Cs</i>	1,26	5313
<i>Na</i>	1,35	6485	<i>Ga</i>	0,91	4074	<i>Ba</i>	1,56	17543
<i>Mg</i>	2,57	22150	<i>Ge</i>	2,81	31004	<i>Au</i>	1,44	17294
<i>Al</i>	1,03	8871	<i>Rb</i>	1,22	5055	<i>Hg</i>	0,90	2868
<i>K</i>	1,22	5878	<i>Sr</i>	2,01	22723	<i>Tl</i>	1,32	9154
<i>Ca</i>	1,68	20171	<i>Ag</i>	1,82	21684	<i>Pb</i>	0,79	4714
<i>Fe</i>	3,54	55540	<i>Cd</i>	1,80	10867	<i>Bi</i>	1,36	8447
<i>Co</i>	3,05	46835	<i>In</i>	0,96	5629			
<i>Ni</i>	1,92	29757	<i>Sn</i>	0,97	5496			

Таким образом, для кобальта на основе концепции хаотизированных частиц создается возможность определить температурную зависимость кинематической вязкости в полном диапазоне жидкого состояния на основе единой модели, учитывающей степень ассоциации элементарных кластеров из динамически существующих кристаллоподвижных частиц.

Источники

- 1 Малышев В.П., Нурмагамбетова (Макашева) А.М. Концепция хаотизированных частиц как основа единого отображения твердого, жидкого и газообразного состояний вещества // Вестник КазНУ, сер. хим. – 2004, № 3(35). – С. 53-67.
- 2 Турдукожаева (Макашева) А.М. Применение распределения Больцмана и информационной энтропии Шеннона к анализу твердого, жидкого и газообразного состояний вещества (на примере металлов): автореф. дисс. ... докт. техн. наук: 05.16.08. – Караганда: ХМИ, 2008. – 32 с.
- 3 Шпильрайн Э.Э., Фомин В.А., Сковородько С.Н., Сокол Т.Ф. Исследование вязкости жидких металлов. – М.: Наука, 1983. – 244 с.
- 4 Свойства элементов: Справ. изд. – В 2-х кн. Кн. 1 // Под ред. Дрица М.Е. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд. дом «Руда и Металлы», 2003. – 448 с.
- 5 Каплун А. Б., Авелиани М. И., Крутько М. Ф. Исследование вязкости расплавленных железа, кобальта, никеля и марганца вибрационным методом. В кн.: Исследование теплофизических свойств растворов и расплавов // Под ред. С. С. Кутаделадзе. – Новосибирск: Наука, 1974. – С. 136-173.

Зависимости теплопроводности и температуропроводности сланцев Кендырлыкского месторождения

**Касенов Б.К.¹, Ермагамбет Б.Т.², Бектурганов Н. С.³,
Набиев М.А.⁴, Касенова Ш.Б.¹, Сагинтаева Ж.И.¹**

¹Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан,

²ТОО «Институт химии угля и технологий», г. Астана, Казахстан,

³АО «Национальный научно-технологический холдинг «Парасат», г. Астана,
Казахстан, ⁴ТОО «Он олжа», г. Астана, Казахстан)

В статье приведены результаты сравнительного расчета температурной зависимости в интервале 298,15-423 К теплопроводности и температуропроводности сланца Кендырлыкского месторождения, а также результаты измерения его теплоемкости в интервале температур 298,15-473 К. Исходными данными для расчета выше отмеченных теплофизических свойств Кендырлыкского сланца служили аналогичные характеристики угля разреза «Северный» Экибастузского месторождения. Выведены уравнения температурной зависимости теплофизических характеристик.

Ключевые слова: сланец, Кендырлыкское месторождение, теплоемкость, теплопроводность, температуропроводность.

Исследование теплопроводности и температуропроводности горючих материалов имеет определенный научный и практический интерес наряду с теплоемкостью и теплотой сгорания для определения их теплопроводной способности.

Следует отметить, что до настоящего времени теплофизические характеристики сланцев Казахстана практически не исследованы. В связи с этим целью настоящей работы является исследование теплопроводности и теплоемкости сланца Кендырлыкского месторождения Казахстана.

Для расчета теплопроводности и температуропроводности сланца Кендырлыкского месторождения использовали данные по теплоемкостям, теплопроводностям и температуропроводностям угля пласта №6 разреза «Северный» Экибастузского бассейна, результаты которых нами опубликованы в [1, 2]. Теплофизические характеристики угля данного пласта для расчета аналогичных характеристик сланцев выбраны с учетом того, что его химический состав по неорганическим компонентам (особенно по Al_2O_3) был близок составу по указанным компонентам исследуемых сланцев. Суть экспериментального определения теплопроводности углей сводился к следующему.

Теплопроводность исследуемого угля пласта № 6 определяли на приборе ИТ-λ-400, в котором измерительная ячейка разогревалась до 400 °С (673 К). Методика работы на приборе подробно описана в [3, 4]. Градуировка измерителя заключается в экспериментальном определении тепловой проводимости тепломера (K_T) и теплового сопротивления (P_K), учитывающего контактное сопротивление образца. Тепловая проводимость тепломера определяется по стандартному образцу из плавленного кварца марки КВ ГОСТ 15130-69 и вычисляется по формуле:

$$K_T = \frac{P_0}{P_T} \cdot \frac{\lambda_{KB}}{h_{KB}} \cdot S(1 + \sigma_c), \text{ Вт/К}, \quad (1)$$

где P_0 и P_T – перепад температуры на образце и в рабочем слое тепломера соответственно, МкВ;

λ_{KB} – теплопроводность кварцевого стекла, Вт/(м·К);

h_{KB} – высота слоя образца, м;

σ_c – поправка, учитывающая теплоемкость кварцевого стекла и равна 0,49;

S – площадь поперечного сечения образца, м^2 .

Тепловое сопротивление находится по стандартному медному образцу и рассчитывается по формуле:

$$P_T = \frac{P_o}{P_T} \cdot \frac{S}{K_T} - \frac{h_M}{\lambda_M}, \text{м}^2 \cdot \frac{\text{К}}{\text{Вт}}. \quad (2)$$

Полученные значения K_m и P_k являются постоянными измерителя, которые приведены ниже в таблице 1.

Таблица 1 – Значения K_m и P_k измерителя

T, K	298,15	323	348	373	398	423	448
$K_m, \text{Вт/К}$	0,239	0,241	0,246	0,254	0,250	0,236	0,246
$P_k \cdot 10^{-2}, \text{м}^2 \cdot \text{К/Вт}$	0,1213	0,1236	0,1156	0,1146	0,1088	0,1076	0,1012

Предел допускаемой погрешности не более 5 и 10% соответственно.

Для определения значений теплопроводности испытуемый материал в виде спрессованных таблеток с диаметром 15 мм и высотой в пределах 3-8 мм нагревается и при фиксированных уровнях температуры измеряется перепад температуры на образце (P_o) и контактной пластине (P_T). Затем на основании полученных данных вычисляется тепловое сопротивление для каждого образца (P_o).

$$P_o = \frac{P_o}{P_T} \cdot \frac{S(1-\sigma_c)}{K_T} - P_k, \text{м}^2 \cdot \text{К/Вт}. \quad (3)$$

Теплопроводность изучаемого материала определяет по формуле:

$$\lambda = \frac{h}{P_o}, \text{Вт/(м} \cdot \text{К)}. \quad (4)$$

Экспериментальные результаты по теплопроводности образцов угля обработаны в интервале 298-423 К и аппроксимированы в виде уравнения:

$$\lambda = a + b \cdot 10^{-2}T + c \cdot 10^5 T^{-2}, \text{Вт/(м} \cdot \text{К)}. \quad (5)$$

В таблице 2 представлены значения контактного сопротивления (P_o) угля.

Таблица 2 – Значения контактного сопротивления (P_o) угля пласта № 6 от температуры ($S = 1,764 \cdot 10^{-4}, \text{м}^2$)

№ пласта	$P_o \cdot 10^{-2}, \text{м}^2 \cdot \text{К/Вт} (S = 1,764 \cdot 10^{-4}, \text{м}^2)$ при разных температурах, К						
	298,15	323	348	373	398	423	$h \cdot 10^{-3}$
6.0	0,429	0,702	0,812	0,884	0,803	0,933	5,5

Далее в таблице 3 приведены температурные зависимости теплопроводности (λ) угля пласта № 6.

Таблица 3 – Теплопроводности (λ) угля пласта № 6 при температурах 298,15-423К

№ пласта	$P_0 \cdot 10^{-2}, \text{ м}^2 \cdot \text{К/Вт} (S = 1,764 \cdot 10^{-4}, \text{ м}^2) \text{ при разных температурах, К}$					
	298,15	323	348	373	398	423
6.0	1,1418	0,8313	0,6208	0,6103	0,5998	0,5893

Из данных таблицы 3 выведено уравнение зависимости теплопроводности угля пласта № 6 от температуры, которое описывается следующим уравнением (Дж/(см·час·К)):

$$\lambda = -(8,401) + 1,558 \cdot 10^{-2}T + 4,432 \cdot 10^{-5}T^2. \quad (6)$$

Высокое значение коэффициента корреляции ($R=0,94$) показывает достоверность вычисленного уравнения.

Далее определяли пикнометрическим методом плотность угля, равная $1,395 \text{ г/см}^3$. Данная величина необходима для определения температуропроводности угля.

Как известно, что температуропроводность является физической величиной, которая характеризует теплоинерционные свойства. Чем больше эта величина, тем скорее нагревается или охлаждается исследуемое вещество. Величина температуропроводности (a) определяется как отношение ($\text{см}^2/\text{час}$),

$$a = \frac{\lambda}{c \cdot \gamma}, \quad (7)$$

где λ – теплопроводность, Дж/(см·час·К),

c – удельная теплоемкость, Дж/(г·К),

γ – удельный вес, г/см³.

На основании полученных экспериментальных данных по теплоемкости и плотности нами по формуле (7) вычислена температуропроводность угля в интервале 298,15-423 К, которая представлена в таблице 4.

Таблица 4 – Температурная зависимость температуропроводности угля пласта №6

№ пласта	$a, \text{ см}^2/\text{час}$					
	298,15	323	348	373	398	423
6,0	0,8636	0,5295	0,3365	0,2613	0,2569	0,1929

Данные таблицы 4 показывают, что с повышением температуры температуропроводность угля падает, что связано в первую очередь с тем, что величина находящаяся в формуле (7) – температуропроводность, также с повышением температуры падает.

Далее переходим к взаимосвязи (корреляции) между теплоемкостью и теплопроводностью пласта № 6. В таблице 5 приводим эти данные.

Таблица 5 – Удельная теплоемкость (C_p) и теплопроводность (λ) угля пласта №6, в интервале 298,15-423 К

Т, К	C_p , Дж/(г·К)	λ , Дж/(см·час·К)
298,15	0,9478	1,1418
323	1,1253	0,8313
348	1,3224	0,6208
373	1,6470	0,6103
398	1,6735	0,5998
423	2,1897	0,5893

Обработкой данных таблицы выведено, что зависимость λ от C_p угля описывается следующим уравнением (Дж/см·час·К):

$$\lambda = 1,3004 - 0,3817 \cdot C_p. \quad (8)$$

Далее, аналогичным образом вычислены теплопроводности (λ) и температуропроводности (α) Кендырлыкского сланца в интервале 298,15-423 К (таблица 6). В таблице 6 также приведены данные по теплоемкостям Кендырлыкского сланца, определенные нами на калориметре ИТ-С-400, данные которых использованы для расчетов теплопроводности и температуропроводности.

Таблица 6 – Теплоемкость (C_p), теплопроводность (λ) и температуропроводность (α) Кендырлыкского сланца в интервале 298,15-423 К

Т, К	C_p , Дж/(г·К)	λ , Дж/(см·час·К)	α , см ² /час
298,15	0,4228	1,1390	0,8630
323	0,7139	1,0279	0,7695
348	0,7917	0,9982	0,6818
373	0,9695	0,9303	0,5878
398	1,3371	0,7900	0,4938
423	1,5166	0,7215	0,3997

Из данных таблицы 6 выведены уравнения зависимости теплопроводности Кендырлыкского сланца от температуры (Дж/(см·час·К)):

$$\lambda = 2,1181 - 0,0033 \cdot T, \quad (9)$$

а также его температуропроводности от температуры (см²/час):

$$\alpha = 0,9671 - 0,0037 \cdot T. \quad (10)$$

На рисунках 1 и 2 представлены графические изображения данных зависимостей.

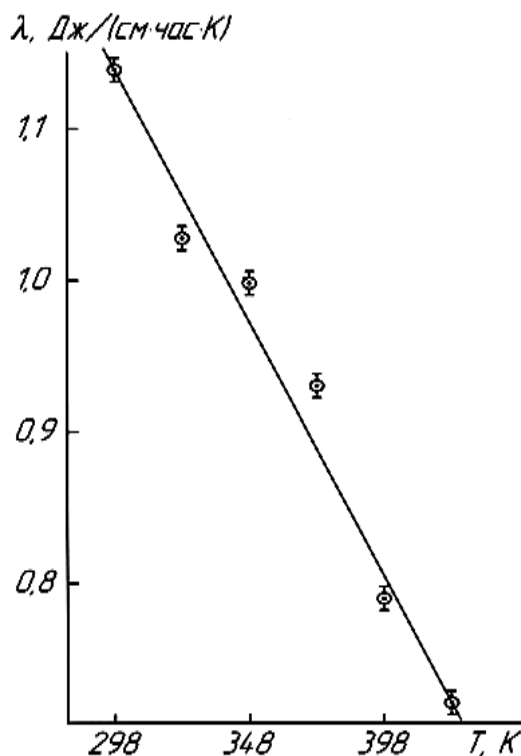


Рисунок 1 – Зависимость теплопроводности Кендырлыкского сланца от температуры

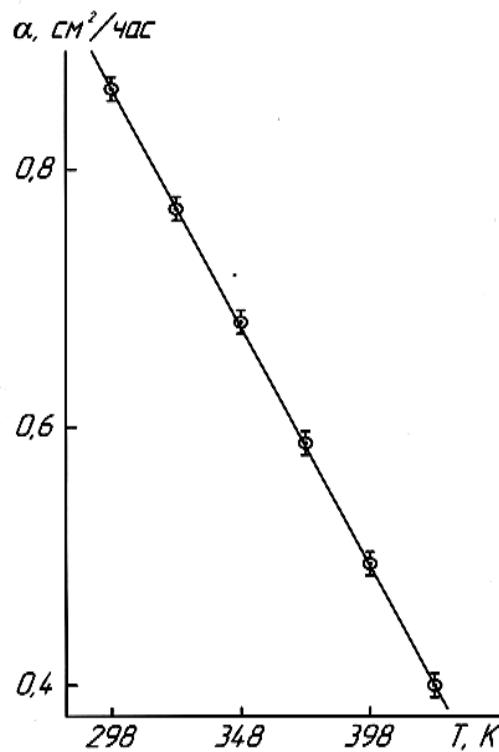


Рисунок 2 – Зависимость температуропроводности Кендырлыкского сланца от температуры

Полученные результаты служат исходными информационными массивами для включения их в фундаментальные банки данных и справочники по теплофизическим характеристикам сланцев и представляют интерес для определения теплотворных способностей сланцев Казахстана.

Таким образом, рассчитаны температурные зависимости теплопроводности и температуропроводности сланцев Кендырлыкского месторождения.

Источники

- 1 Касенов Б.К., Макитова Г.Ж., Ермагамбет Б.Т. и др. Теплофизические характеристики углей различных пластов разреза «Северный» АО «Росэкибазтусуголь» //Химия тв. топлива. – 1998, № 5. – С. 86-90.
- 2 Ермагамбет Б.Т., Касенов Б.К., Бектурганов Н.С. и др. Чистые угольные технологии: теория и практика. – Астана: TENGRI, 2013. – 276 с.
- 3 Эксплуатационная документация на измеритель теплопроводности ИТ-λ-400. – Актюбинск: Актюбинский завод «Эталон», 1986. – 40 с.
- 4 Платунов Е.С., Буравой С.Е., Курепин В.В. и др. Теплофизические измерения и приборы. – Л.: Машиностроение, 1986. – 256 с.

Синтез и рентгенографическое исследование нового наноразмерного ферро-хромо-манганита $\text{LaCa}_{0,5}\text{FeCrMnO}_{6,5}$

*Касенов Б.К.¹, Касенова Ш.Б.¹, Сагинтаева Ж.И.¹, Куанышбеков Е.Е.²,
Бектурганов Ж.С.¹*

(¹ Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан,

² Карагандинский государственный университет им. Е.А. Букетова, г. Караганда, Казахстан)

Получены наноразмерные частицы ферро-хромо-манганита $\text{LaCa}_{0,5}\text{FeCrMnO}_{6,5}$, определены тип его сингонии, параметры его решеток и ИК-спектроскопические характеристики.

Ключевые слова: синтез, рентгенография, ферро-хромо-манганиты.

Ферриты – современные магнитные материалы, которые благодаря низкой себестоимости и простоте получения завоевали прочие позиции в производстве компонентов для электронной техники [1]. Одна из особенностей хромитов редкоземельных элементов (РЗЭ) при малых температурах – их значительная электропроводность [2]. Манганиты обладают эффектом гигантского магнетосопротивления, полупроводниковыми, сегнетоэлектрическими параметрами, ферро- и антиферромагнитными свойствами [3]. Определенный интерес вызывает сочетание манганитов, хромитов и ферритов в одном соединении, в виде как ферро-хромо-манганитов и особенно получение их наночастиц.

Особое место среди уникальных физических свойств наночастиц занимают магнитные свойства, в которых наиболее отчетливо проявляются различия между объемным материалом и наноматериалом. Магнитные ферриты переходных металлов находят все большее применение в современных нанотехнологиях. Они широко используются в электронике. Такое широкое применение основано на способности магнитных наночастиц откликаться на воздействие внешнего магнитного поля [4].

Твердофазный синтез $\text{LaCa}_{0,5}\text{FeCrMnO}_{6,5}$ проведен по керамической технологии. Исходными реагентами для синтеза служили La_2O_3 (марки «ос.ч.»), Fe_2O_3 , Cr_2O_3 , Mn_2O_3 и CaCO_3 (квалификации «ч.д.а.»). Реагенты в стехиометрических количествах в перерасчете на вышеуказанный состав тщательно перемешивались, перетирались в агатовой ступке при комнатной температуре, затем смеси переносились в алундовые тигли и отжигались в печи SNOL при 800 – 1200 °С в течение 20 часов. После каждого повышения температуры через 200 °С от 800 °С до 1200 °С смеси охлаждались до комнатной температуры, затем заново перемешивались и перетирались. Низкотемпературный отжиг для получения устойчивых модификаций при низкой температуре проведен при 400 °С в течение 10 ч.

Наноразмерные частицы синтезированного ферро-хромо-манганита получали измельчением на вибрационной мельнице компании Retsch (Германия) марки «ММ301», который представлен на рисунке 1.

Размеры измельченных частиц устанавливали на электронном микроскопе JSPM-5400 Scanning Probe Microscope «JEOL». Получены наночастицы (нанокластеры) размерами 30-60 нм.

Рентгенофазовый анализ наноразмерных частиц ферро-хромо-манганитов проводили на установке ДРОН – 2,0. На основании индицирования, установлено, что синтезированный наноразмерный ферро-хромо-манганит кристаллизуется в кубической сингонии с параметрами решетки: $\text{LaCa}_{0,5}\text{FeCrMnO}_{6,5}$ – $a=20,143\pm0,036$ Å, $Z=8$, $V^0=8172,83\pm0,11$ Å³, $V^0_{эл.яч.}=1021,60\pm0,01$ Å³, $\rho_{рент.}=5,16$, $\rho_{пикн}=5,18\pm0,02$ г/см³.

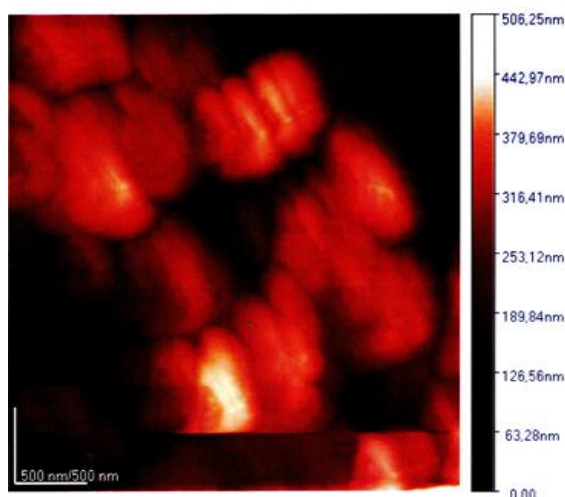


Рисунок 1 – Электронная микроскопия ферро-хромо-манганита $\text{LaCa}_{0.5}\text{FeCrMnO}_{6.5}$

ИК-спектроскопическое исследование $\text{LaCa}_{0.5}\text{FeCrMnO}_{6.5}$ проведено на установке «AVATAR-360» фирмы Nicolet (США) (рисунок 2).

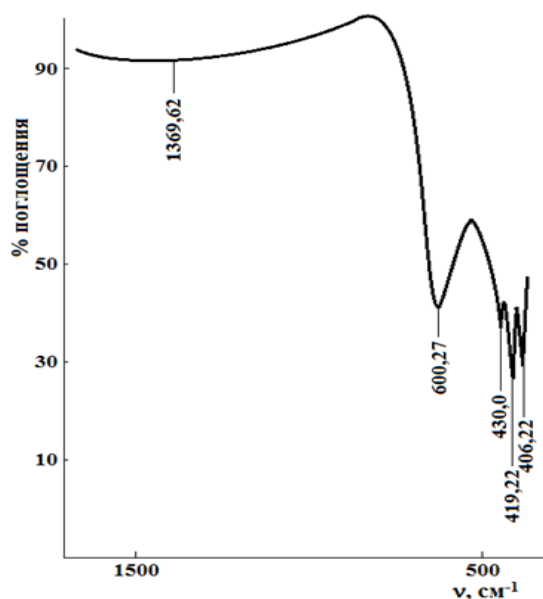


Рисунок 2 – ИК-спектры ферро-хромо-манганита $\text{LaCa}_{0.5}\text{FeCrMnO}_{6.5}$

Полосы поглощения при 406,22; 419,22 и 430,0 cm^{-1} – можно отнести к деформационным колебаниям $\delta(\text{La-O})$, $\delta(\text{Ca-O})$, $\delta(\text{Fe-O})$, $\delta(\text{Cr-O})$ и $\delta(\text{Mn-O})$; 600,27 cm^{-1} – к колебанию $\nu_t(\text{MnO}_6)$; 1369,62 – к наложениям изменению симметрии групп FeO_3 , CrO_3 и MnO_3 .

Результаты исследований представляют интерес для направленного синтеза соединений, представляющих интерес для полупроводниковой и конденсаторной технологий.

Таким образом, впервые получены наноразмерные частицы ферро-хромо-манганита $\text{LaCa}_{0.5}\text{FeCrMnO}_{6.5}$, определены тип его сингонии, параметры его решеток и ИК-спектроскопические характеристики.

Источники

- 1 Смит Я., Вейн Х. Ферриты. – М.: Изд-во иностр. литературы, 1962. – 504 с.
- 2 Набока М.Н., Палатник Л.С., Шевченко В.Я. Структура и свойства тонких пленок на основе соединений редкоземельных металлов // Журнал ВХО им. Д.И. Менделеева. – М.: Химия, 1981. – Вып. 36, №6. – С.31-39.
- 3 Третьяков Ю.Д., Брылев О.А. Новые поколения функциональных неорганических материалов // Журнал Рос. Хим. Общества имени Д.И. Менделеева. – 2000. – Т. 7, №4. – С. 10-14.
- 4 Поплавко Ю.М. Основы физики магнитных явлений в кристаллах: Учебное пособие. – Киев: НТУУ «КПИ», 2004. – С. 84-88.

О возможности переработки окисленных руд месторождения Актогай пирометаллургическим способом

*Квятковский С.А., Кожяхметов С.М., Шамгунов А.С., Семенова А.С.,
Сейсембаев Р.С., Байжұманов С.Д.*

(АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)

Главной целью данной работы является возможность переработки окисленных руд месторождения Актогай пирометаллургической технологией. Был проведен всесторонний анализ сырья с привлечением современных методов, а также проведены плавки сульфидных медьсодержащих материалов с использованием окисленной руды в качестве флюса.

Ключевые слова: окисленная медная руда, штейн, шлак, флюс, пирометаллургия.

Разработка пирометаллургической технологии переработки окисленных руд месторождения Актогай может стать альтернативой гидрометаллургическим методам переработки этих руд. Основным преимуществом данной технологии является высокая степень извлечения меди в штейн (более 90%), недостижимая при различных видах сернокислотного выщелачивания. Кроме того, классическая технология сернокислотного выщелачивания не позволяет извлекать из окисленных медных руд благородные металлы [1-8], а пирометаллургическая переработка позволит извлечь около 90% содержащихся в них благородных металлов.

Исходная окисленная руда месторождения Актогай анализировалась химическим, термическим, рентгенофазовым и ИК-Фурье спектроскопическими методами анализа.

Химический анализ пробы окисленной руды месторождения Актогай показал наличие, %: Cu – 0,32; S – 0,03; Fe – 1,44; SiO₂ – 64,56; CaO – 1,53; MgO – 1,77; Al₂O₃ – 15,53. Также следует отметить, что руды месторождения Актогай содержат серебро (10 г/т) и не содержат золото. Рентгенофазовым анализом и ИК-Фурье спектроскопией определены минералы: кварц SiO₂, ортоклаз K(AlSi₃O₈), мусковит KAl₃Si₃O₁₀(OH)₂, альбит Na(AlSi₃O₈), клинохлор Mg_{4,88}2Fe_{0,22}Al_{1,881}Si_{2,96}O₁₀(OH)₈ и тальк Mg₃(Si₄O₁₀)(OH)₂. Температура плавления руды ~700⁰С подтверждена результатами термического анализа.

Исследования проводились с набором медных сульфидных концентратов, используемых в настоящее время на Балхашском медеплавильном заводе. В качестве флюса использовались кварцевая руда и окисленная руда месторождения Актогай. Составы перечисленных материалов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Состав используемых материалов

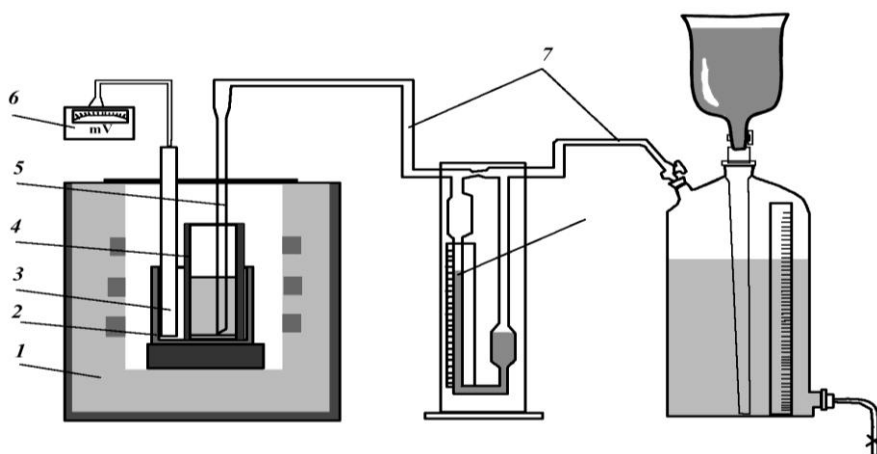
Наименование материала	Состав, %							
	Cu	S	Fe	Zn	Pb	SiO ₂	CaO	прочие
Жезкентский	19,65	39,00	33,40	3,60	3,02	0,20	0,70	0,43
Зыряновский	25,70	33,70	25,05	4,30	3,45	0,20	0,60	7,00
Березовский	17,70	35,80	26,10	11,78	5,96	0,20	0,52	1,94
КОФ (Абыз)	3,60	35,25	30,10	5,45	0,77	12,40	1,52	10,91
Жезказганский	39,5	15,90	7,95	0,91	1,96	19,10	1,90	12,78
Кварцевый флюс	–	1,00	4,00	0,01	0,01	73,00	3,20	18,78
Окисленная руда месторождения Актогай	0,32	0,03	1,44	–	–	64,56	1,53	32,12

Для расчетов использовали компьютерные программы: шихты – «Штабель», составов и выходов продуктов плавки – «PV-Balh». Экспериментальные плавки шихт,

оптимальные составы которых получены с помощью расчетов, проводились на двух установках, одна из которых способна обеспечить расплавление шихты с получением шлака и штейна с низкой степенью десульфуризации (рисунок 1), а вторая, с продувкой расплава кислородом – заданную степень десульфуризации (рисунок 2).



Рисунок 1 – Камерная печь для проведения тигельных плавов без продувки расплава кислородом



1 – печь силитовая; 2 – алундовый стакан; 3 – термопара Pt-Pt-Rh; 4 – алундовый стакан; 5 – алундовая трубка; 6 – милливольтметр; 7 – резиновый шланг; 8 – реометр; 9 – газометр.

Рисунок 2 – Схема лабораторной установки для моделирования автогенной плавки с продувкой расплава кислородом

Автогенные плавки шихт проводили в алундовых тиглях (навеска 100 г), с нагревом до 1300 °С и выдержкой при этой температуре 30 минут, расплав продували заданным объемом кислорода, расход дугтя фиксировали.

На основе набора медных сульфидных концентратов, кварцевого флюса и руды месторождения Актогай рассчитаны четыре состава шихты для сравнения результатов использования кварцевого флюса и руд месторождения Актогай в качестве флюса при получении штейнов, содержащих 50 и 55% меди. Составы шихт и их вес приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Составы шихт для получения штейнов, содержащих 50 и 55% меди

№ шихты, компоненты	Вес, т	Состав, %							
		Cu	S	Fe	Zn	Pb	SiO ₂	CaO	прочие
Штейн, содержащий 50% меди									
1 (набор концентратов, кварцевый флюс)	118,5	16,24	29,05	23,46	4,62	2,65	15,22	1,28	7,47
2 (набор концентратов, окисленная руда месторождения Актогай)	123,6	15,64	27,72	22,18	4,43	2,54	15,98	1,04	10,48
Штейн, содержащий 55% меди									
3 (набор концентратов, кварцевый флюс)	120,2	16,01	28,65	23,19	4,56	2,61	16,04	1,31	7,63
4 (набор концентратов, окисленная руда месторождения Актогай)	125,8	15,36	27,22	21,80	4,35	2,49	16,85	1,05	10,87

Как видно из таблицы 2 с увеличением содержания меди в штейне требуется увеличение загрузки флюса или окисленной руды, его заменяющей, для обеспечения содержания диоксида кремния в шлаке около 30% (таблицы 3,4). Это связано с увеличением степени окисления шихты и увеличением количества окисленного железа, переходящего в шлак. Так, при использовании кварцевого флюса, при переходе на получение более богатого штейна (55% меди вместо штейна, содержащего 50% меди) величина добавки кварцевого флюса на 100 т шихты увеличивается с 18,5 до 20,2 т. При использовании окисленной руды месторождения Актогай величина ее добавки на 100 т шихты увеличивается с 23,56 до 25,83 т. Несколько увеличенная добавка окисленной руды, по сравнению с добавкой кварцевого флюса, связана с более низким содержанием диоксида кремния в окисленной руде (64,56%), чем в кварцевом флюсе (73,0%). Это приводит к увеличению объемов получаемого шлака (таблицы 3, 4).

Составы, выходы продуктов и условия плавки шихт №№ 1, 2 даны в таблице 3.

Таблица 3 – Составы, выходы продуктов и условия плавки шихт при получении штейна, содержащего 50% меди

Наименование продуктов плавки	Выход, т/ч	Состав, %							
		Cu	S	Fe	Zn	Pb	SiO ₂	CaO	прочие
<i>Шихта №1, расход кислородсодержащего дутья 22273 нм³/ч, температура плавки 1274⁰С</i>									
Штейн	35,089	50,0	23,00	18,43	3,01	4,13	-	-	1,43
Шлак	35,547	0,5	0,64	34,72	6,35	1,04	30,0	2,54	24,21
<i>Шихта №2, расход кислородсодержащего дутья 22115 нм³/ч, температура плавки 1240⁰С</i>									
Штейн	35,178	50,0	22,93	17,88	3,26	4,53	-	-	1,40
Шлак	60,836	0,5	0,64	31,38	6,00	1,02	30,0	1,97	28,49

Составы, выходы продуктов и условия плавки шихт №№ 3, 4 даны в таблице 4.

Были проведены плавки шихт №№2, 4 на штейны, содержащие 50 и 55% меди. Вес набора сульфидных медных концентратов во всех шихтах составлял 100 г, а вес окисленной руды месторождения Актогай, используемой в качестве кварцсодержащего флюса, в зависимости от получаемого штейна (50 и 55% меди) составлял 23,6 и 25,8 г, соответственно. Составы продуктов плавки приведены в таблице 5.

Таблица 4 – Составы, выходы продуктов и условия плавки шихт при получении штейна, содержащего 55% меди

Наименование продуктов плавки	Выход, т/ч	Состав, %							
		Cu	S	Fe	Zn	Pb	SiO ₂	CaO	прочие
Шихта №3, расход кислородсодержащего дутья 23353 нм ³ /ч, температура плавки 1302 ⁰ С									
Штейн	31,814	55,00	22,64	15,36	2,23	3,59	-	-	1,18
Шлак	59,470	0,55	0,52	35,19	6,13	1,15	30,0	2,46	24,00
Шихта №4, расход кислородсодержащего дутья 23199 нм ³ /ч, температура плавки 1265 ⁰ С									
Штейн	31,891	55,00	22,57	14,76	2,49	4,05	-	-	1,13
Шлак	65,458	0,55	0,52	31,63	5,93	1,16	30,0	1,88	28,33

Таблица 5 – Составы и выходы продуктов плавки шихт №№2, 4

№ шихты	Наименование продуктов плавки	Выход, г	Состав, %				
			Cu	S	Fe	SiO ₂	CaO
2	Штейн	32,0	48,00	23,0	18,0	-	-
	Шлак	34,0	0,75	0,5	34,7	30,0	2,3
4	Штейн	29,0	49,30	23,0	17,1	-	-
	Шлак	58,0	0,50	0,5	34,9	27,0	2,1

Сравнивая результаты расчетов и результаты проведения плавки можно считать, что они достаточно близки и, можно сказать, что эксперимент достаточно точно моделирует автогенную плавку.

В целом, замена кварцевого флюса на окисленную руду месторождения Актогай вполне допустима, учитывая, что при этом из окисленной руды в штейн будет извлекаться медь и серебро.

Таким образом, можно заключить, что в качестве флюса можно рекомендовать использование окисленных руд месторождения Актогай. При этом, чем выше содержание диоксида кремния в них, тем более эффективно их использование.

Источники

- 1 Беркутов Ю.В. Проблемы автогенных процессов в металлургии меди, никеля и пути и решения //Записки горного института. – 2009. – 182. – С. 146-147.
- 2 Комков А.А., Быстров В.А., Ладыго Е.А. Прогнозирующая модель восстановительного обеднения шлаков в печи Ванюкова //Цветные металлы. – 2008, №10. – С. 44-49.
- 3 Тозик В.М., Данилов М.А., Лазарев В.И., Потанцев В.А. Опыт эксплуатации печи Ванюкова в режиме интенсифицированной кислородной плавки //Цветные металлы. – 2008, №7. – С. 72-76.
- 4 Кожахметов С.М., Оспанов Е.А., Квятковский С.А., Байгуатов Д.И., Бекенов М.С., Камирдинов Г.Ш. Основные направления усовершенствования и повышения эффективности автогенной процесса плавки медных концентратов на ПО «Балхашцветмет» //Мат. 5 Междунар. конф. «Инновационные разработки и совершенствование технологий в горно-металлургическом производстве». – Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет, 2009, Т.2. – С. 106-109.

- 5 Пат. №2149709 РФ. Способ переработки окисленных медных руд/Баков А.А., Аржанников Г.И.; опубл. 27.05.2000, Бюл. №5.
- 6 Пат. №2392337 РФ. Способ извлечения меди из руды или рудного концентрата, содержащих окисленную или окисленную и сульфидную медь /Вальков А.В.; опубл. 20.06.2010, Бюл. №6.
- 7 Пат. №2178342 РФ. Способ переработки медьсодержащих продуктов /Панин В.В., Каравайко Г.И., Семенова Е.М., Крылова Л.Н., Воронин Д.Ю., Кудряшов В.В.; опубл. 20.01.2002, Бюл. №1.
- 8 Мамырбаева К.К., Беремкулова М.Т., Нургожина Ж.М. Выщелачивание смешанных медных руд Казахстана //Мат. 16 Междунар. науч.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». – Екатеринбург, 2011. – С. 286-288.

Разработка пирометаллургической технологии переработки окисленных руд месторождения Бошекуль

*Кожакметов С.М., Квятковская М.Н., Семенова А.С., Бектурова К.М.,
Шамгунов А.С., Омирзаков Б.А.*

(«Центр наук о Земле, металлургии и обогащения» АО, г. Алматы, Казахстан)

Работа посвящена созданию пирометаллургической технологии переработки окисленных руд месторождения Бошекуль, которая может стать альтернативой гидрометаллургическим методам.

Ключевые слова: окисленная медная руда, штейн, шлак, флюс, пирометаллургия.

Известно, что окисленная руда месторождения Бошекуль содержит около 1 г/т золота и более 2 г/т серебра, технология же сернокислотного выщелачивания не позволяет извлекать из окисленных медных руд благородные металлы.

Основной задачей пирометаллургической переработки сырья в цветной металлургии является обеспечение наиболее полного перехода полезных компонентов из шихты (включая флюсы) в штейновую фазу. Это в полной мере касается и автогенных способов плавки [1-4]. При этом в штейновую фазу извлекаются не только сульфиды цветных металлов и железа, но и благородные металлы.

Месторождение Бошекуль, открытое Р.А. Борукаевым, находится в Экибастузском районе Павлодарской области. Руды месторождения комплексные, молибденово-медные. Содержание меди в среднем составляет 0,72%, молибдена - 0,014%. Количество золота - (0,28 г/т), серебра - (9,26 г/т). В рудах присутствуют висмут, платина, палладий, кобальт (0,005%), селен (3,82 г/т), теллур (0,26 г/т), свинец, цинк, кадмий, сурьма, мышьяк, рений (0,001 г/т). Основными минералами первичных руд являются пирит и халькопирит. Второстепенными - магнетит, молибденит, сфалерит. Реже встречаются галенит, марказит, борнит, гематит, блеклая руда, пирротин, кубанит, висмутин, линнеит. Зона окисления развита до глубины 5-54 м. Сложена из глинистых минералов с хризоколлой, атакамитом, малахитом, азуриком, брошантитом, купритом, теноритом, самородной медью. Значительная часть меди связана с гидрооксидами железа и входит в состав глинистых минералов, особенно в труднофлотируемых рудах. В легкофлотируемых окисленных рудах преобладают собственные минералы меди. Месторождение разведано. Подсчитаны и утверждены запасы меди, молибдена, золота, серебра и кобальта. Не утверждены запасы теллура (из-за низких содержаний) и рения (в связи со слабой изученностью его распределения). По запасам металлов месторождение отнесено к крупным [5].

Представительная проба окисленной руды месторождения Бошекуль была предоставлена компанией «KAZ Minerals PLC». Фазовый и элементный составы этой руды был исследован химическим, рентгенофлуоресцентным, рентгенофазовым и термическим методами. Результаты проведенных анализов представлены ниже.

По данным химического анализа, полученная проба руды месторождения Бошекуль содержит, %: 1,79 Cu, 55,2 SiO₂, 17,99 Al₂O₃, 0,18 CaO, 1,22 MgO, а также 0,98 г/т Au и 2,36 г/т Ag, что подтверждает наличие значительного количества благородных металлов и высокое содержание меди (по сравнению с разрабатываемыми в настоящее время месторождениями меди в Казахстане). Дополнительно, при рентгенофлуоресцентном исследовании, обнаружены, %: Ga – 0,002; Rb – 0,005; Sr – 0,01; Y – 0,002; Zr – 0,008.

Рентгенофазовым анализом определены следующие основные фазы: кварц SiO₂, каолинит Al₂(Si₂O₅)(OH)₄, альбит Na(AlSi₃O₈), клинохлор

$Mg_{4,882}Fe_{0,22}Al_{1,881}Si_{2,96}O_{10}(OH)_8$, мусковит $K_{0,932}Al_2(Al_{0,932}Si_{3,068}O_{10})((OH)_{1,744}F_{0,256})$ и, предположительно, нонтронит $Na_{0,3}Fe_2Si_4O_{10}(OH)_2 \cdot 4H_2O$.

Термический анализ пробы руды месторождения Бошекуль был проведен с использованием прибора синхронного термического анализа STA 449 F3 Jupiter. Нагрев осуществлялся до температуры 1300 °С со скоростью 15 °С/мин, в атмосфере высокоочищенного аргона. Обработка результатов, полученных с помощью STA 449 F3 Jupiter, производилась посредством программного обеспечения NETZSCH Proteus.

Термический анализ позволил обнаружить гидроксиды железа, подтвердил наличие хлоритов и нонтронита (рисунок 1). Также было обнаружено присутствие карбонатов железа и кальция, слюдяного минерала серицита и следов $Y_3Fe_5O_{12}$. Температура плавления руды зафиксирована при 1365 °С.

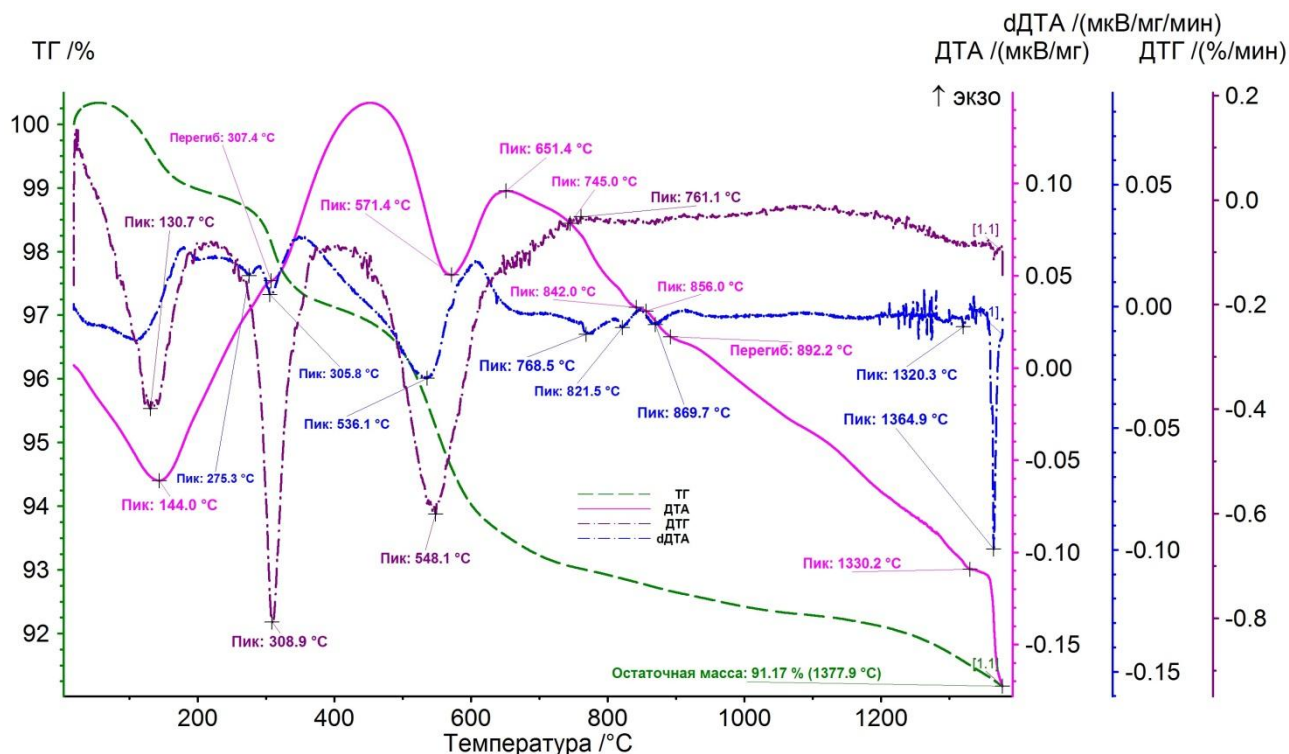


Рисунок 1 – Термические кривые пробы окисленной руды месторождения Бошекуль

Для моделирования процесса автогенной плавки сульфидных медных концентратов с добавлением руды месторождения Бошекуль в качестве кварцсодержащего флюса, проведена модернизация пирометаллургических установок.

Экспериментальные плавки оптимальных шихт, полученных с помощью расчетов, проводились на установке, обеспечивающей расплавление шихты с получением шлака и штейна с низкой степенью десульфуризации, и моделирующей процесс автогенной плавки (рисунок 2). Модернизация заключалась в обеспечении принудительной вытяжной вентиляции плавильного пространства печи с помощью дополнительного насоса.

В экспериментах использован сульфидный медный концентрат Балхашской обогатительной фабрики состава, %: 16,6 Cu; 18,66 S; 26,1 Fe; 15,26 SiO_2 ; 4,7 CaO; 3,21 Al_2O_3 , содержащий также 2,96 г/т Au и 71,4 г/т Ag.

Плавки шихты проводились в модернизированной печи в алундовых тиглях (навеска 85-96 г). Составы шихт, условия и вес продуктов плавки представлены в таблице 1.



Рисунок 2 – Камерная печь для проведения тигельных плавов, моделирующих автогенную плавку

Химические составы полученных шлаков и штейнов представлены в таблице 2.

При проведении плавов были получены штейны с содержанием 35-39% меди, что соответствует довольно низкой степени десульфуризации шихты на уровне 40%. Полученные шлаки содержали не более 1,2% меди, что обеспечивает удовлетворительный уровень потерь меди со шлаками.

Таблица 1 – Составы шихт, условия и вес продуктов плавов

№ опыта	Состав шихты	Вес шихты		Условия плавки	Вес и выходы продуктов плавов от веса шихты			
		г	%		штейн		шлак	
					г	%	г	%
1	Конц-т	80,0	83,3	Температура 1400 °С, выдержка 1 ч	37,82	39,4	49,59	51,6
	Руда	16,0	16,7					
	Всего	96,0	100,0					
2	Конц-т	80,0	88,9	Температура 1400 °С, выдержка 2 ч	34,12	37,9	47,27	52,5
	Руда	10,0	11,1					
	Всего	90,0	100,0					
3	Конц-т	80,0	94,1		33,43	39,3	43,29	50,9
	Руда	5,0	5,9					
	Всего	85,0	100,0					

Таблица 2 – Химические составы шлаков и штейнов

№ опыта	Продукт	Состав							
		г/т		%					
		Au	Ag	Cu	Fe	S	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃
1	Штейн	5,6	139,9	35,0	31,85	25,41	-	-	-
	Шлак	-	-	0,97	24,6	-	40,9	6,3	14,0
2	Штейн	6,1	158,05	38,5	30,4	24,65	-	-	-
	Шлак	-	-	0,7	28,97	-	35,9	6,6	14,26
3	Штейн	6,0	152,4	37,4	30,4	23,33	-	-	-
	Шлак	-	-	1,2	28,97	-	33,1	7,1	14,39

Для оценки температуры плавления шлаков и фазовых превращений в них при нагреве до температуры расплавления применяли термический анализ. Установлено, что в исследуемом шлаке могли идти процессы полиморфного превращения $12\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ (1036°C); диссоциации тенорита и последующего плавления смеси оксидов; реакции взаимодействия между сульфидами и оксидами меди $\text{Cu}_2\text{S} + 2\text{Cu}_2\text{O} = 6\text{Cu} + \text{SO}_2$; плавления меди, плавления $\text{Cu}_4\text{FeS}_{3,08}$ ($1036\text{--}1095^\circ\text{C}$) (рисунок 3).

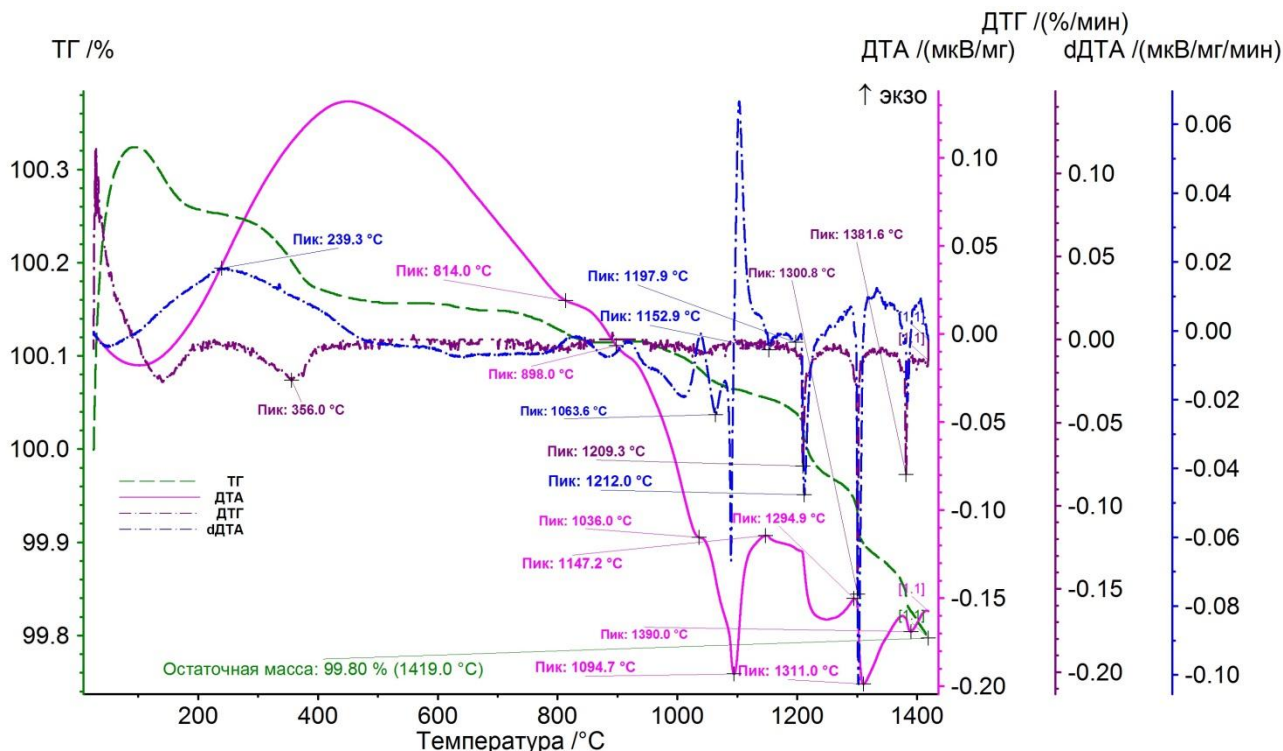


Рисунок 3 – Термические кривые пробы шлака опыта №1

На кривой dDTA зафиксирован эндотермический эффект с экстремумом при 1064°C , который отражает плавление элементного золота. В области температур $1150\text{--}1250^\circ\text{C}$ вероятна кристаллизация стекла, возможно плавление FeS. В области развития эндотермического эффекта с экстремумом при 1311°C может образовываться жидкая фаза и осуществляться реакции: $\text{FeS} + 3\text{Fe}_3\text{O}_4 = 10\text{FeO} + \text{SO}_2$; $2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{Cu}_2\text{S} = 6\text{FeO} + \text{SO}_2 + 2\text{Cu}$. Последний этап плавления отражает эндотермический эффект с экстремумом при 1390°C .

По результатам работы нами сделаны следующие выводы.

При пирометаллургической переработке окисленных руд месторождения Бошекуль может быть обеспечено извлечение золота, серебра и меди в штейн не менее 90%.

Из-за низкого содержания диоксида кремния и высокого содержания оксида алюминия окисленная бошекульская руда не может полностью заменить использование кварцевого флюса при плавке медных сульфидных концентратов и конвертировании медных штейнов для условий Балхашского медеплавильного завода.

Для плавки и конвертирования предлагается использовать смесь бошекульской руды с кварцевым флюсом в соотношении 1:3.

Для обеспечения автогенной плавки в печах ПВ смеси медных сульфидных концентратов и флюсовой смеси из кварцевой руды и окисленной руды месторождения Бошекуль необходимо поддерживать содержание серы в шихте не менее 30% и обеспечить содержание диоксида кремния в шлаке не менее 30%.

При проведении конвертирования медных штейнов с содержанием меди 50-55% с использованием смеси флюсов рекомендуется поддерживать содержание диоксида кремния в конвертерных шлаках не менее 24%. При этом расход комплексного флюса, содержащего около 70% диоксида кремния, составляет для указанных выше штейнов 14,1-11,8% от веса штейна, соответственно.

Расчеты показали, что при замене кварцевого флюса на смесь кварцевой руды и окисленной руды месторождения Бошекуль в пропорции 3:1 дополнительно, за счет переработки окисленной руды, будет получено 1467 т меди, 80,3 кг золота, 193,4 кг серебра в год при извлечении меди и благородных металлов 90%.

Таким образом, проведенные исследования позволили сделать вывод, что окисленные руды месторождения Бошекуль могут быть использованы в качестве кварцевых флюсов при автогенной переработке сульфидного медного сырья. Наличие в них благородных металлов увеличивает рентабельность от их использования.

Источники

- 1 Семенова И.Н., Кирпиченков И.А. Разработка системы управления температурным режимом плавки в печи Ванюкова //Цветные металлы. – 2009, №5. – С. 59-62.
- 2 Квятковский С.А., Кожахметов С.М., Соколовская Л.В., Шамгунов А.С., Семенова А.С. Переработка шлаков медного производства //Мат. 5 Междунар. конф. «Инновационные разработки и совершенствование технологий в горно-металлургическом производстве». – Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет, 2009. – Т.2. – С. 110-119.
- 3 Цымбулов Л.Б., Князев М.В., Цемехман Л.Ш. Двухзонная печь Ванюкова. Перспективы применения в цветной металлургии //Цветные металлы. – 2009, №9. – С. 36-43.
- 4 Селиванов Е.Н., Гуляева Р.И., Сельменских Н.И., Беляев В.В., Зелютин Д.И. Влияние скорости кристаллизации на фазовый состав и структуру высокожелезистых шлаков //Тр. 12 Российской конф. «Строение и свойства металлических и шлаковых расплавов». – Екатеринбург: ИМЕТ УрО РАН, 2008. – С. 94-67.
- 5 Комитет геологии и недропользования Министерства по инвестициям и развитию РК. Бозшаколь. URL:<http://geology.gov.kz/ru/presstsentr/informatsiya/spravochnik-mestorozhdenij-kazakhstana/tverdye-poleznye-iskopaemye/item/бозшаколь-8>.

Обзор технологий переработки ванадийсодержащих черносланцевых руд Большого Каратау

Комекова Н.М.^{1,2}, Шаяхметова Р.А.², Козлов В.А.³

(¹АО «КБТУ», г. Алматы, Казахстан, ²РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан,

³КазННТУ им. К.И.Сатпаева, г. Алматы, Казахстан)

В данной работе сделан анализ существующих технологии переработки черносланцевых руд Большого Каратау с получением ванадия. Показаны их достоинства и недостатки. Выданы рекомендации по повышению эффективности и комплексности технологии перерабатываемого сырья.

Ключевые слова: черные сланцы, ванадий, анализ технологии.

В последние годы уровень потребления ванадия в мире постоянно растет, особенно из-за мирового увеличения производства конструкционных, нержавеющей и специальных сталей.

В природе ванадий часто встречается в составе железных, титаномагнетитовых и фосфоритовых руд. До настоящего времени для производства ванадия в основном перерабатывались только железо- и титансодержащие руды, из которых ванадий извлекают пирометаллургическим способом. Около 70 % всего производимого в мире ванадия приходится на долю последних [1, 2].

В Казахстане очень крупными и перспективными месторождениями ванадийсодержащих руд являются Чу-Сырдарьинская, Прикаспийская и Кустанайская провинции с общими ресурсами в 17000 т. Большие запасы ванадия содержатся в черных сланцах Большого Каратау: месторождения Баласаускандык, Курумсак и Джебаглы [3]. По мнению многих авторов [4, 5], наиболее перспективными являются руды месторождения Баласаускандык, Курумсак, где содержание ванадия (V_2O_5 0,8-1,2%) в 8-10 раз выше, чем в титаномагнетитовых рудах.

Черные сланцы Большого Каратау относятся к рудам нетрадиционных промышленных типов, характеризуются низким содержанием полезных компонентов, комплексным составом и труднообогатимостью. Рентабельное освоение руд Каратау возможно при разработке и внедрения инновационных технологических решений. Помимо ванадия и генетически связанных с ним урана и молибдена, можно ориентироваться и на углерод, редкоземельные элементы (таблица 1) [3-6].

**Таблица 1 – Среднее содержание ценных компонентов в черных сланцах
Большого Каратау, %**

V_2O_5	MoO_3	UO_2	РЗЭ	Al_2O_3	Fe_2O_3	K_2O	SiO_2	P	C
0,8-1,2	0,03	0,02-0,08	0,005-0,003	3,5	3,5	1,2-1,5	70-75	0,7	10-20

Сланцы Каратау были открыты еще в 40-50 годах прошлого столетия. В разные годы ученые подходили к их освоению по разному. Основной целью большинства исследователей было извлечение ванадия в товарный продукт [7-19], в работах [10,11] черные сланцы рекомендуется использовать в качестве флюса при производстве желтого фосфора, высокоуглеродистого феррохрома, в производстве ферросилиция и ферросиликохрома.

По данным автора [7] исследования по обогащению руд методами измельчения и флотации, проведенные в институтах геологических наук КазФАН СССР, Казахского горно-металлургического (ныне КазНТУ имени К.И.Сатпаева) и Уральского

геологического управления позволили получить концентрат с содержанием V_2O_5 1,5 - 2,2%. При сравнительно недорогом методе обогащения извлечение ванадия в концентрат очень низкое от 55 до 75%.

Большой объем работ провела группа химиков-технологов под руководством Е.В. Сноповой. Ими разработаны технологии, включающие предварительный обжиг с переводом ванадия в растворимые формы и последующее выщелачивание спека слабыми растворами серной кислоты. Из растворов последовательно выделялся сначала уран, а затем ванадий. Из-за низкой рентабельности эти работы не нашли промышленного применения.

В середине 40 годов Уральским филиалом АН СССР и Всесоюзным институтом черных металлов проводились исследования по пиро-гидрометаллургическому способу переработки ванадийсодержащих месторождений черносланцевых руд. Все исследования подтвердили возможность извлечения ванадия из роскоэлитовых руд методом окислительного обжига с натриевыми добавками с последующим водным или кислотным выщелачиванием огарка, и гидролитическим осаждением ванадия, при этом извлечение находилось на уровне 70-75%, недостатком технологий является низкое качество пентаоксида ванадия, содержащего большое количество примесей в виде фосфора и серы [8].

Под руководством академика А.М. Кунаева была разработана и предложена технологическая схема переработки ванадиевых руд Каратау, включающая следующие основные операции: дробление до фракции +10-50мм; плавку гранулированной кусковой руды совместно с фосфоритами в электропечах для получения железо-фосфор-ванадиевого сплава; метод непосредственной пиро-гидрометаллургической переработки сплава с выделением соединений ванадия и фосфора; рафинирование феррофосфора и получение шлака с содержанием 10-25% V_2O_5 . Способ не позволяет получить качественную ванадиевую продукцию и характеризуется низкой производительностью [9].

В дальнейших исследованиях с целью очистки пентаоксида ванадия от фосфора проводили окислительный обжиг с хлористым натрием и выщелачивание огарка щелочными растворами. После перекристаллизации и разделения ванадия и фосфора, раствор богатый ванадием направляется на гидролиз ванадиевой кислоты и получение плава, содержащего 83-85% оксида ванадия [9].

Следует отметить, что в период с 1983 по 1987 гг. были проведены промышленные испытания ванадий-углеродсодержащих кварцитов месторождения Баласаускандык в качестве флюса при производстве желтого фосфора. Из образовавшегося в процессе электротермической плавки железо-фосфористого сплава, содержащего ванадий, традиционным способом был получен ванадийсодержащий товарный продукт пентаоксид ванадия, однако работы в промышленном масштабе не были реализованы [11,12].

Несмотря на глубокие интересы советских ученых к месторождениям черносланцевых руд комплексные исследования по их переработке не были осуществлены. Все выше изложенные технологии не позволяют получить качественную ванадиевую продукцию (содержание основного вещества не более 80%) и характеризуются низкой производительностью процесса: значительный расход реагентов и оборудования, периодические процессы, требующие больших затрат времени.

В настоящее время при разработке новых инновационных технологий переработки черносланцевых руд данные месторождения рассматриваются как комплексные. Основной упор делается на выделение соединений ванадия и также других ценных компонентов, таких как: уран, молибден редкоземельные элементы. В РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья

Республики Казахстан» в лаборатории редких металлов разработаны и апробированы технологии переработки черносланцевых руд в опытно - промышленном масштабе.

В работах [13,16] предлагается новая технология, при которой осуществляется комплексная переработка уран-ванадиевых сланцев Большого Каратау. Данная технология включает следующие основные операции: кучное выщелачивание раствором серной кислоты, сорбцию урана и ванадия на анионообменных смолах, с последующим разделением на стадии десорбции урана и ванадия, осаждение уранового кека и поливанадатов. Однако не достигается полнота отделения от фосфора, полученный пентаоксид ванадия не соответствует требованиям ГОСТ по содержанию фосфора.

Разработанная геосорбционная технология производства метаванадата аммония из углистокремнистых сланцев месторождения Балаускандык Большого Картау проверена в промышленных условиях. Проведены опытно-промышленные испытания технологии кучного выщелачивания компонентов руды на опытном заводе ТОО «Фирма Балауса». В ходе проведенных испытаний извлечение ванадия составило 20-25%.

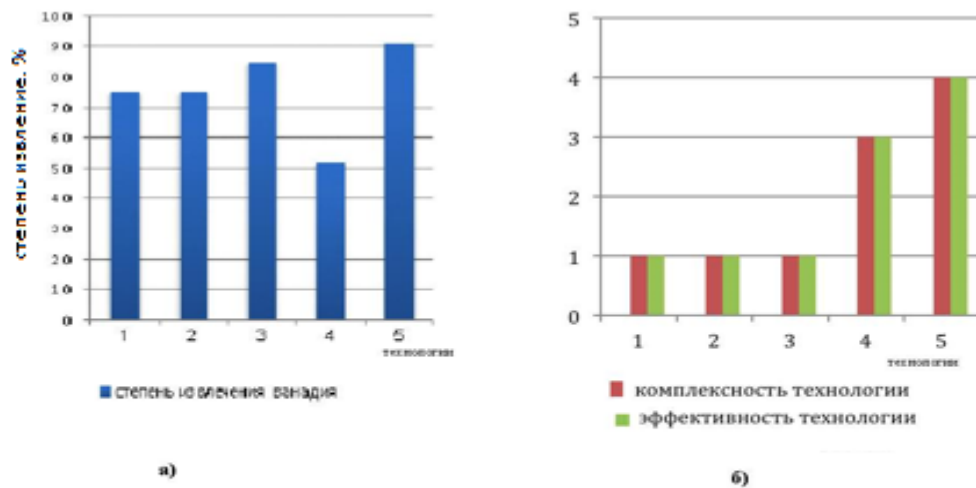
С целью повышения технологических показателей проведены исследования процесса низкотемпературной сульфатизации с последующим кучным выщелачиванием [7].

В результате экспериментальных исследований и опытно-промышленных испытаний извлечение ванадия из упорных руд месторождения Балаусаускандык способом низкотемпературной сульфатизации с последующим кучным выщелачиванием степень извлечения металла увеличивается в 2-2,5 раза и составляет 52,2%. Наряду с ванадием в раствор извлекаются ценные компоненты такие как: уран 75%, молибден 50 % и редкоземельные элементы 38 % [17]. Сорбционное извлечение ванадия на анионите Ambersep 920 с последующей твердофазной десорбцией позволяет получить товарный метаванадат аммония [18].

Для эффективного извлечения ванадия и сопутствующих компонентов из черных сланцев исследован процесс автоклавного вскрытия. При автоклавном выщелачивании достигается не только повышение извлечения ванадия до 90%, но и снижается расход серной кислоты в 3-4 раза по сравнению с низкотемпературной сульфатизацией и кучным выщелачиванием, кислота расходуется только на предварительное разложение карбонатов [19].

Технологическая схема автоклавного вскрытия редких металлов из черносланцевых руд Большого Каратау отработана на опытном заводе ТОО «Фирма Балауса». В результате испытаний получены высокие показатели по степени извлечения ванадия -91,5%, урана – 98-99%, молибдена -85%, РЗМ -70%.

Анализ наиболее перспективных технических и технологических решений переработки ванадийсодержащих черносланцевых руд Большого Каратау, созданных различными исследователя, в зависимости от степени извлечения ванадия (а) и (б) эффективности и комплексности приведен на рисунке 1. Оценку по эффективности и комплексности проводили по пяти балльной шкале: 1-очень низкий показатель; 2-низкий; 3- средний; 4-выше среднего; высокий.



Технологии: 1- Казахский горно-металлургический и Уральский геологический институт
 2-Уральский филиал АН СССР и Всесоюзный институт черных металлов;
 3- Под руководством А.М. Кунаева;
 4- РГП "НЦ КПМС РК", кучное выщелачивание;
 5- РГП "НЦ КПМС РК", автоклавное выщелачивание.

Рисунок 1 – Анализ технологий по основным показателям: а - степени извлечения ванадия; б - по комплексности и эффективности технологии

Из представленных данных наглядно видно, что самой оптимальной является технология автоклавного вскрытия руды. Однако, технико-экономический расчет показал, что автоклавная технология переработки черных сланцев с извлечением ванадия, молибдена, РЗЭ, урана является не рентабельной.

Попутным продуктом технологии является шлам-флюс (порядка 70% от количества перерабатываемой руды), содержащий до 80% оксида кремния. Кроме того, такие отходы в будущем создадут экологическую проблему в данном регионе.

Для достижения рентабельности и создания безотходного производства разработана технология утилизации шлам-флюса с получением товарных продуктов.

Проведены испытания по выплавке ферросплавов из шлама. Нарботаны опытные партии: ферросиликоалюминия марки ФС60А15, ферросилиция с содержанием кремния 57%, алюминия -3,4% [20].

Дальнейшее повышение рентабельности технологий возможно осуществлять с получением стандартных марок ферросплавов. Ферросилиций, с низким содержанием алюминия пользуется огромным спросом на мировом и отечественном рынках. В связи с этим необходима доработка технологии переработки кварцитов с получением шлам-флюса с низким содержанием алюминия. Также одним из перспективных направлений является получение высокотехнологичной продукции - ванадиевых электролитов для аккумуляторных батарей.

Источники

- 1 Вышегородский Д. Экономический анализ: Особенности развития Российского производства ванадия. //Уральский рынок металлов. – 2004, №11.
- 2 Мировой рынок ванадия. URL: <http://www.cmmarket.ru>
- 3 Козлов В.А., Терликбаева А.Ж., Батракова Л.Х., Нуржанова С.Б. Углистые уран-ванадиевые сланцы Каратау // Промышленность Казахстана. – 2005, №1(28). – С. 73-75.
- 4 Борисенко Л.Ф. Руды ванадия. – М.: Наука, 1983. – 152 с.

- 5 Осадочная оболочка Земли в пространстве и времени: Седименто- и литогенез: Доклад сов. геологов на XXVIII сес. Междунар. геогр. конгр. (Вашингтон). – М.: Наука, 1989. – 248 с.
- 6 Комекова Н.М., Козлов В.А., Шаяхметова Р.А., Сайсанова Г.Р. Ванадиевая минерально-сырьевая база Казахстана // Промышленность Казахстана. – 2015, №2. – С. 16-18.
- 7 Аймбетова И.О. Разработка технологии производства оксида ванадия из черных сланцев Большого Каратау / Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. – Алматы, 2010. – 120 с.
- 8 Анкинович Е.А., Анкинович С.Г. Отчет Казахстанского государственного геологического управления «Каратауское месторождение ванадия и урана по работам 1942-1947гг.». Алма-Ата, 1947.
- 9 Кунаев А.М. Пирометаллургические способы переработки ванадиевого сырья Казахстана / Алматы, 1971. – 208 с.
- 10 А.М. Кунаев, Б.Б.Бейсембаев, В.Г. Авров. Получение пятиоксида ванадия и фосфатов натрия из огарков окислительного обжига железо-фосфор-ванадиевого сплава// Химия и технология ванадия. Алма-Ата: АН КазССР. 1968. – Т. 27. С.-
- 11 Кунаев А.М. Пиро-гидрометаллургические способы переработки ванадиевого сырья Казахстана / Наука, 1971. – С.27.
- 12 Алыбаев Ж.А. Перспективы использования ванадиевых кварцитов Каратау // Комплексное использование минерального сырья. – 1995, №6. – С. 40-44.
- 13 Гражданова Я.В. Разработка сорбционной технологии извлечения ванадия и урана из кварцитов Каратау / Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. – Алматы, 2003. – 120 с.
- 14 Патент RU 2374344.. Способ переработки ванадийсодержащего сырья / Батракова Л.Х., Бриджен Н.Д., Кузнецов А.Ю и др. 27.11.2009.
- 15 Гражданова Я.В., Козлов В.А., Батракова Л.Х. Кинетика выщелачивания ванадия из кварцитов Каратау серной кислотой // Промышленность Казахстана. – 2002, №5. – С. 89-90.
- 16 Гражданова Я.В., Батракова Л.Х., Козлов В.А. Извлечение ванадия и урана из кварцитов Каратау методом перколяционного выщелачивания // Вестник инженерной академии. – 2003, №1. – С.73-77.
- 17 Аймбетова И.О., Козлов В.А., Нуржанова С.Б. Разработка технологии производства метаванадата аммония из черных сланцев месторождения Балаусаускандык // Промышленность Казахстана. – 2010, №5. – С. 95-98.
- 18 Козлов В.А., Аймбетова И.О., Нуржанова С.Б. Исследование закономерностей твердофазной десорбции ванадия из растворов кучного выщелачивания сланцев Большого Каратау // Промышленность Казахстана – 2008, №6. – С. 95-98.
- 19 Патент РФ №2493273 Способ переработки черносланцевых руд / Школьник В.С., Жарменов А.А., Козлов В.А. и др.; опубл. 20.09.2013.
- 20 Козлов В.А., Нуржанова С.Б., Шаяхметова Р.А. и др. Отчет РГП Национального центра по комплексной переработке минерального сырья РК «Разработка комплексной технологии переработки черных сланцев м. Баласаускандык» – Алматы, 2012. – 217 с.

Изучение влияния породообразующих минералов на основные показатели кучного выщелачивания окисленных медных руд месторождений Казахстана при различной высоте слоя отсыпаемой руды

Кушакова Л.Б., Сизикова Н.В.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан)

На примере медных руд двух месторождений Казахстана показано, что состав рудовмещающих пород оказывает заметное влияние на основные показатели процесса кучного выщелачивания при различной высоте отсыпаемого слоя руды (извлечение меди в раствор и расход серной кислоты на выщелачивание).

Ключевые слова: кучное выщелачивание, окисленная медная руда, породообразующие минералы.

За последнее десятилетие, в связи с истощением действующих месторождений медных руд в Казахстане, ростом объемов геологоразведочных работ, началом разработки ряда новых месторождений и увеличением цен на медь, а также возможностью применения экстракционной технологии, позволяющей получать катодную медь высокой чистоты при высокой экономической эффективности, интерес к изучению возможности использования технологии кучного выщелачивания – SX-EW (жидкостная экстракция-электролиз) применительно к переработке медных руд, значительно возрос.

Исследования по возможности применения экстракционной технологии для переработки различных видов казахстанского сырья ведутся во ВНИИцветмете с 1997 г., начиная с совместного Проекта научно-технического сотрудничества Казахстана и Японии в области разработки экологически чистой технологии добычи и переработки минерального полиметаллического сырья. В ходе выполнения работ по Проекту ВНИИцветмету была передана в пользование изготовленная в Японии автоматизированная опытно-промышленная установка (ОПУ) для проведения укрупненных испытаний обогатительных и гидрометаллургических процессов переработки различного минерального сырья, включающая следующие отделения: подготовки шихты (дробление, измельчение); флотационного обогащения; агитационного выщелачивания (в т.ч. биовыщелачивания); отстаивания и фильтрации, экстракции и электролиза, сорбции и очистки сточных вод.

Исследования и разработка технологий переработки окисленных и смешанных медных руд методом кучного выщелачивания являются одним из основных направлений деятельности ВНИИцветмета на протяжении уже более, чем 10-ти лет, в связи с чем к имеющемуся в лаборатории оборудованию в начале в 2005-2006 гг. добавились необходимые для проведения данных исследований изготовленные в институте перколяционные колонны диаметром 195 мм и высотой 1,78 м.

На основании результатов исследований по кучному выщелачиванию, проведенных в институте в течение последнего десятилетия, были разработаны Регламенты на проектирование для переработки руд десяти месторождений Казахстана, которые легли в основу целого ряда металлургических проектов по кучному выщелачиванию. Так, первый опытный экстракционный завод в Казахстане был введен в эксплуатацию в 2008 году на отвалах Коунрадского рудника. В 2012 году здесь же был запущен завод производительностью 10 тыс.т. катодной меди в год. В 2012 году запущен завод по переработке смешанных руд месторождения Бенкала по технологии: кучное выщелачивание с переработкой растворов по схеме SX-EW. В июне 2014 года запущен экстракционный завод на месторождении Аяк-Коджан

производительностью 2,5 тыс. тонн катодной меди в год. В первой половине 2013 года начато строительство предприятия на месторождении Актогай. Также находятся в стадии проектирования ряд других объектов.

В настоящей работе приведены результаты исследований, проведенных во ВНИИцветмете с целью определения максимально возможного извлечения меди при кучном выщелачивании в зависимости от высоты слоя отсыпаемой руды на представительных пробах двух месторождений окисленных медных руд Казахстана: Актогай и Ай.

Месторождение Актогай является одним из самых крупных неразработанных месторождений в мире с содержанием меди и попутной продукции около 5 млн. тонн. Минеральные ресурсы месторождения Актогай составляют 1719 млн. тонн, при среднем содержании меди 0,33%. Верхняя часть рудного тела представлена окисленными рудами в количестве 121 млн. тонн при содержании меди 0,37%. В 2004 году право на недропользование было предоставлено ТОО «Корпорация Казахмыс». В 2006 г. «Kazakhmys PLC» были начаты работы по предварительной экономической оценке двух крупных проектов по расширению медного производства: руд месторождений Бозшаколь и Актогай. Именно в этот период было начато тесное и плодотворное сотрудничество ТОО «Корпорация Казахмыс» с институтом «ВНИИцветмет» в области разработки гидрометаллургической технологии переработки окисленной зоны руд месторождения Актогай и отработки основных условий проведения технологических операций (комплекс исследований проводился в 2007-2013 гг.).

Для оценки возможности переработки окисленных медных руд месторождения Актогай методом кучного выщелачивания (с использованием рядового или первично дробленого материала) с переработкой продуктовых растворов по схеме SX-EW по заказу «Kazakhmys PLC» в институте «ВНИИцветмет» был начат комплекс исследований, включающий испытания по выщелачиванию на руде различной крупности в колоннах различного размера (высоты и диаметра).

Поскольку габаритные размеры колонн, имевшихся в распоряжении института, были недостаточными для проведения исследований по кучному выщелачиванию руд месторождения Актогай забойной крупности, при поддержке ТОО «Корпорация Казахмыс» опытно-промышленная установка ВНИИцветмета была дополнена отделением выщелачивания руды в так называемых большеобъемных колоннах высотой 5 м и диаметром 0,5 м.

Согласно результатам минералогического анализа, основными рудными минералами поставленной для проведения исследований пробы руды месторождения Актогай со средним содержанием меди 0,44% являются магнетит, ильменит, гидроокислы железа, хризоколл, малахит. Редко встречаются пирит, халькопирит, халькозин, ковеллин, самородная медь. Структура проявления рудных минералов вкрапленная. Вмещающие оруденение породы пробы представлены метасоматитами по порфирам. Основная масса породы сложена микрзернами кварца и полевого шпата, а также чешуйками серицита, хлорита. В заметном количестве порообразующие минералы представлены также карбонатами (кальцит, доломит).

Содержание меди во второй изученной пробе – технологической пробе руды месторождения Ай, расположенного на территории Аягузского района Восточно-Казахстанской области в 40 км от г. Аягоз, составляло 2,00%. По данным минералогического анализа, главными рудными минералами в пробе являются малахит, гематит; второстепенными – хризоколл, халькантит, халькозин, ковеллин; единичными – халькопирит, пирит. Структура руд прожилково – вкрапленная. Рудовмещающие породы в пробе представлены кварцевым сиенит – порфиром (натриевый). Структура порфировая, мелкопорфировая. Основная масса гипидиоморфнозернистая.

Исследования по кучному выщелачиванию пробы руды месторождения Актогай проводились, согласно утвержденной программе исследований, на руде крупностью минус 200 мм, которая была загружена в три большеобъемные колонны: в первой колонне высота слоя руды составляла 5 м, во второй и третьей – 4 м, для обеспечения общей высоты слоя 13 м. Испытания по выщелачиванию пробы руды месторождения Ай в большеобъемных колоннах проводились на пробе крупностью минус 20 мм. В первую колонну руда была загружена на высоту 5 м, во вторую – на высоту 3 м для моделирования общей высоты слоя 8 м.

Подача раствора на выщелачивание руды осуществлялась с помощью перистальтических дозирующих насосов марки Masterflex L/S (США), обеспечивающих необходимую скорость орошения ($6-12 \text{ дм}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{час})$). Орошение руды в колоннах осуществлялось в непрерывном режиме последовательно, т.е. раствор выщелачивания, полученный на выходе из первой колонны направлялся на орошение руды в следующей колонне и т.д.; раствор, полученный на выходе из последней колонны – на переработку на опытно-промышленной установке. Переработка продуктовых растворов выщелачивания осуществлялась методом экстракции-реэкстракции на опытно-промышленной установке ВНИИцветмета.

Общая продолжительность выщелачивания пробы руды месторождения Актогай составила 122 дня, месторождения Ай – 140 суток.

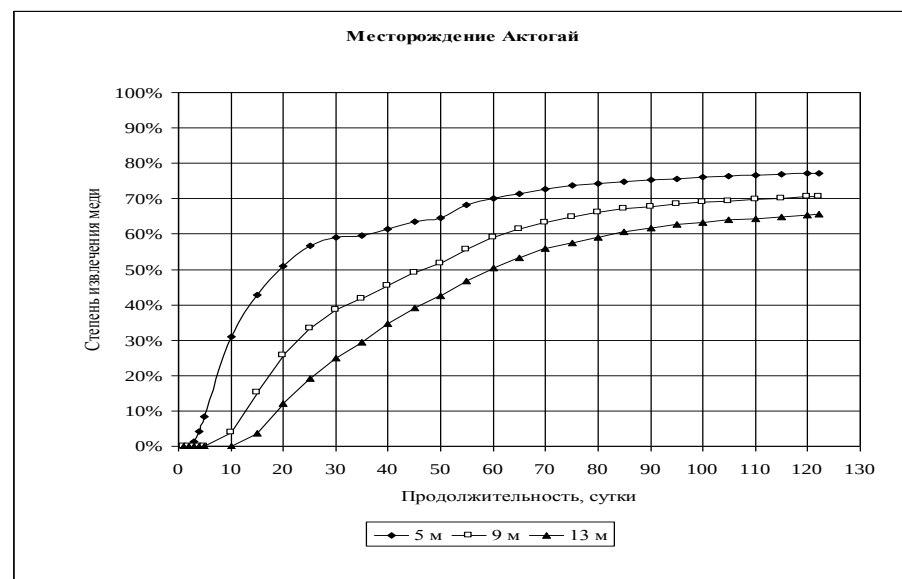
На рисунке 1а приведены построенные кривые извлечения меди из пробы руды месторождения Актогай в координатах: извлечение-продолжительность для высоты слоя руды 5 м (первая колонна), 9 м (первая+вторая колонны) и 13 м (первая+вторая+третья колонны), а также из пробы руды месторождения Ай в координатах: извлечение-продолжительность для высоты слоя руды 5 м (первая колонна) и 8 м (первая+вторая колонны).

Максимально достигнутое извлечение меди из пробы руды месторождения Актогай при высоте слоя 5 м составило 77%, 9 м – 71% и 13 м – 66%, из пробы руды месторождения Ай – 80% при высоте слоя 5 м и 82% при высоте слоя 8 м.

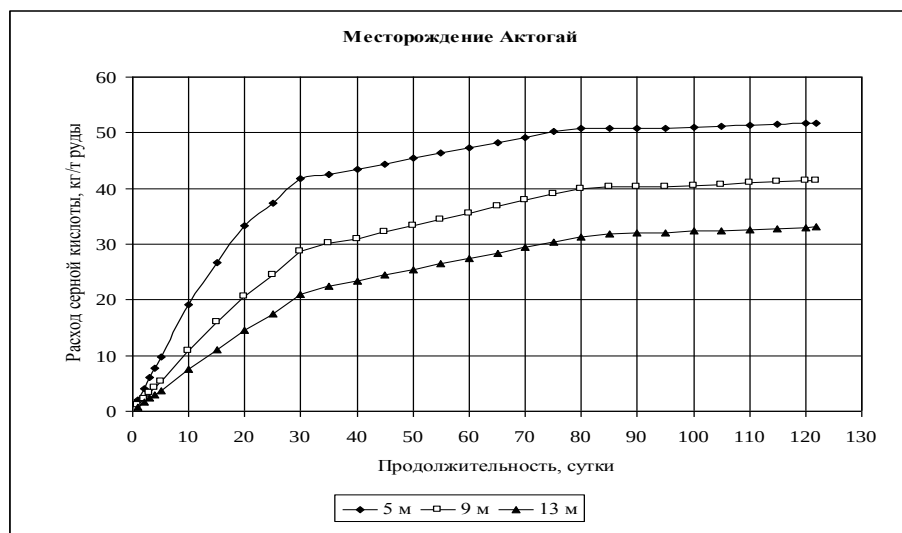
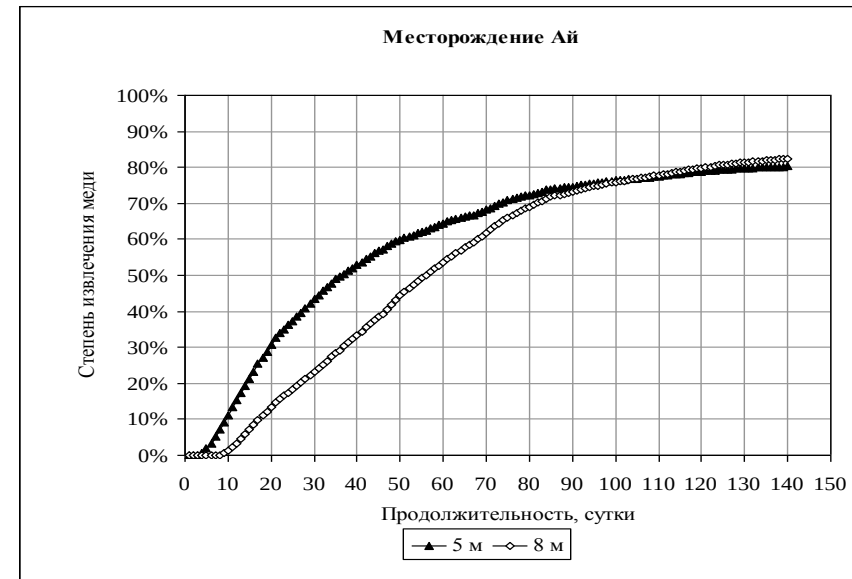
Анализируя кривые, приведенные на рисунке, можно сделать вывод о снижении извлечения меди при увеличении высоты слоя отсыпaeмой руды в случае выщелачивания пробы руды месторождения Актогай. Увеличение высоты слоя руды с 5 до 13 м приводит к снижению степени извлечения меди в раствор на 11%. При этом результаты испытаний по выщелачиванию пробы руды месторождения Ай в большеобъемных колоннах показывают, что при увеличении высоты слоя руды с 5 до 8 м извлечение меди в раствор остается практически на одном уровне и колеблется в пределах 80-82%.

На рисунке 1б приведены кривые зависимости общего расхода серной кислоты на выщелачивание от его продолжительности при различной высоте слоя руды для проб обоих месторождений. Как видно из построенных кривых, в случае выщелачивания обеих проб наблюдается та же тенденция: снижение расхода серной кислоты с увеличением высоты слоя руды для пробы руды месторождения Актогай (с 51,7 кг/т при высоте слоя руды 5 м до 33,1 кг/т при высоте слоя 13 м) и поддержание данной величины практически на одном уровне независимо от высоты слоя руды в случае выщелачивания пробы руды месторождения Ай (на уровне 36,5-36,6 кг/т руды).

Снижение извлечения меди в раствор и расхода серной кислоты на выщелачивание с увеличением высоты слоя руды месторождения Актогай может объясняться тем, что на орошение во вторую и особенно третью колонну поступает раствор с более низкой концентрацией серной кислоты, чем в первую колонну. Недостаточное содержание серной кислоты в растворе, полученном на выходе из первой колонны, может быть связано с тем, что после перехода в раствор выщелачивания основного количества меди из руды серная кислота продолжает расходоваться на растворение порообразующих минералов, вследствие чего



а)



б)

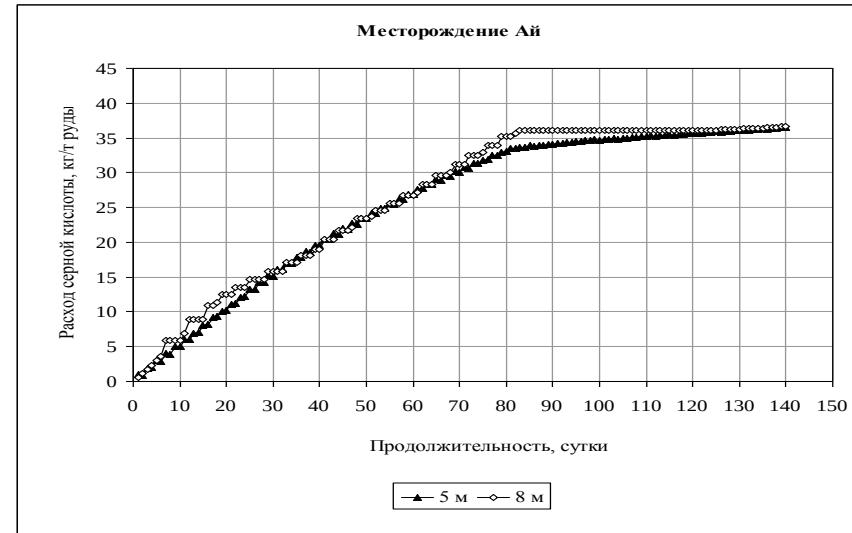


Рисунок 1 – Зависимость степени извлечения меди в раствор (а) и расхода серной кислоты (б) от продолжительности выщелачивания проб окисленных медных руд месторождений Казахстана при различной высоте слоя

продолжает расти удельный расход кислоты, поданной в процесс (15,2 кг/кг меди при высоте слоя руды 5 м по сравнению с 11,5 кг/кг меди при высоте слоя руды 13 м).

Различными исследованиями установлено, что породообразующие минералы имеют различную способность взаимодействовать с серной кислотой. Большое влияние на процесс могут оказывать минералы вмещающей породы, разрушающиеся при кучном выщелачивании за счёт декрипитации, что может привести к снижению проницаемости кучи. В частности, поведение породообразующих минералов в сернокислых средах применительно к выщелачиванию пирротиновых концентратов детально исследовано в работах Гипроникеля [1-2].

В работе Филиппа Крейна [3] приведены следующие данные о реакционной способности с растворами серной кислоты различных породообразующих минералов, которые могут присутствовать в медных рудах и оказывать влияние, как на процесс выщелачивания, так и на последующий передел переработки продуктовых растворов методом SX-EW (в порядке убывания): карбонаты, в том числе, кальцит, доломит (наиболее реакционно-способные)-минералы группы полевого шпата (в т.ч. плагиоклаз)-слюды (в т.ч. биотит)-филлосиликаты (в т.ч., хлорит, серицит, каолинит, пиррофиллит)-кварц (наименее реакционно-способный).

Сравнительный анализ рудовмещающих пород изученных во ВНИИцветмете проб показывает, что в целом основным породообразующими минералами в обоих случаях являются свободный кварц и алюмосиликаты. Основное отличие состоит в заметном присутствии в рудах месторождения Актогай карбонатов: кальцита и доломита, обладающих, как указывалось выше, наиболее высокой реакционной способностью к взаимодействию с растворами серной кислоты. Расходование серной кислоты после завершения перехода основного количества меди в раствор в первой колонне происходит главным образом именно за счет продолжающегося растворения кальцита и доломита.

Таким образом, проведенные в институте ВНИИцветмет исследования по кучному выщелачиванию окисленных медных руд двух месторождений Казахстана, показали, что состав рудовмещающих пород оказывает заметное влияние на основные показатели процесса в целом. Растворение в процессе выщелачивания ряда породообразующих минералов руды месторождения Актогай (таких, как кальцит и доломит) приводит к снижению извлечения меди в раствор и возрастанию удельного расхода кислоты на выщелачивание при увеличении высоты слоя руды с 5 до 9-13 м. Состав рудовмещающих пород руд месторождения Ай является более благоприятным для проектирования установок кучного выщелачивания с высотой кучи от 8 и более метров, поскольку в изученном в рамках настоящих исследований диапазоне высоты слоя руды 5÷8 м, извлечение меди и расход серной кислоты на выщелачивание остаются практически неизменными. Исследования в направлении изучения влияния породообразующих минералов на показатели выщелачивания различных типов руд медных месторождения Казахстана продолжаются.

Источники

- 1 Шнеерсон Я. М. и др. Поведение породообразующих минералов в процессе автоклавного выщелачивания никель-пирротиновых концентратов / Я.М. Шнеерсон, Г.Ф. Филиппов, В.Ф. Борбат // Обзорная информация. Сер.: Производство тяжелых металлов. – М: ЦНИИЦМ, 1980. – Вып. 1. – 60 с.
- 2 Набойченко С.С. и др. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов / С.С. Набойченко, Я.М. Шнеерсон, М.И. Калашникова, Л.В. Чугаев. – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2008. – Т.1. – 376 с.
- 3 Филипп Крейн. Экстракция в гидрометаллургии меди: Развитие и современное состояние// Комплексное использование минерального сырья. – 2004, №2. – С. 36-55.

Применение отходов металлургического производства в качестве катализаторов для процесса гидрогенизации каменноугольной смолы

Мейрамов М.Г., Ордабаева А.Т., Ахметкаримова Ж.С.

(Институт органического синтеза и углехимии РК, г. Караганда, Казахстан)

Исследован процесс пиролиза обесфеноленной фракции до 250⁰С каменноугольной смолы в присутствии различных железосодержащих катализаторов и донорообразующего компонента нафталина в среде шахтного метана. При термической деструкции обесфеноленной фракции до 250⁰С в присутствии донора водорода нафталина и катализатора Fe₂O₃/УН увеличивается содержание гидропроизводного нафталина – тетрагидронафталина (18,42%), который является активным донором водорода.

Ключевые слова: гидрогенизация, каменноугольная смола, катализатор.

Побочным продуктом производства ТОО «Сары-Арка Спецкокс» («САС») является каменноугольная смола, объемы которой измеряются десятками тысяч тонн в год. Смола по составу отличается от смолы коксохимических производств и не может перерабатываться по технологии переработки каменноугольной смолы с получением соответствующих товарных продуктов [1-4]. Производство спецкокса ТОО «Сары-Арка Спецкокс» осуществляется по схеме полукоксования в аппаратах с внутренним подводом тепла, в которых получение полукокса сопровождается высоким выходом жидких продуктов, не подверженных воздействию высоких температур и, следовательно, соответствующих по качеству смолам полукоксования [5-7].

Нами была проведена термическая деструкция обесфеноленной фракции до 250⁰С в присутствии различных железосодержащих катализаторов: оксида железа модифицированного серой в среде водорода (FeS₂) и полученного нами композитного катализатора – оксида железа на углеродном носителе (Fe₂O₃/УН) и включающего донорообразующие компоненты нафталин и антрацен в среде метана. Нами в качестве гидрирующей среды взят шахтный метан, так как его содержание в шахтном газе колеблется от 1 до 98%. В связи с этим шахтный метан уже в настоящее время может рассматриваться как наиболее перспективный источник альтернативного моторного топлива.

Выше названные каталитические системы на основе железа позволяют исключить трудоемкую и технически трудноосуществимую стадию выделения (регенерация катализатора из шламового остатка процесса) и экологически более предпочтительны. Кроме того, использование вместо водорода шахтного метана позволяет исключить целый ряд дополнительных стадий, связанных с получением водорода и удешевить процесс термической деструкции фракции каменноугольной смолы. На основе пиролиза фракции смолы разработаны различные способы получения ценных химических продуктов, а также синтетических жидких, в частности моторных топлив путем гидрирования фракции смолы. Поэтому интерес к исследованию и комплексной переработке фракции до 250⁰С каменноугольной смолы в присутствии различных железосодержащих катализаторов имеет практическое и теоретическое значение.

Эксперименты по пиролизу обесфеноленной фракции до 250⁰С проводили в стационарном автоклаве (объемом 0,08 л). В автоклав помещали фракцию до 250⁰С, добавляли рассчитанное количество выше названных катализаторов и донорообразующие компоненты (нафталин или антрацен). Автоклав закрывали, продували водородом или шахтным метаном и давали избыточное (начальное) давление газа метана до 3,0 МПа, нагревали при температуре 425⁰С в течение 60 минут.

После охлаждения автоклава до комнатной температуры газ собирали в газовую пипетку для анализа. Содержимое автоклава разбавляли бензолом и фильтровали.

Твердый остаток отделяли от жидких продуктов с помощью стеклянного фильтра, промывали бензолом, сушили при 378K и анализировали состав твердого остатка методом рентгенофазового анализа (РФА). РФА твердого остатка проводили на установке ДРОН-2.0 методом порошков с использованием Fe-излучения с Ni, либо MnO фильтром в диапазоне от 2 до 37 В. Интенсивность дифракционных максимумов оценивали аналитическим методом в тетрагональной сингонии.

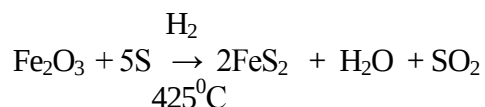
При анализе компонентного состава основных продуктов пиролиза обесфеноленной фракции до 250⁰С использовался метод хромато-масс-спектрологии (ХМС) на приборе Agilent 7890 (USA) с масс-спектрометром 5975 inert XL и газожидкостная хроматография на приборе КристалЛюкс 4000 (Россия) [8]. Пробоподготовку фракции до 250⁰С проводили следующим образом: 1 г растворили в 20 мл ацетона и высушили сульфатом натрия. 1 мл раствора разбавили до 10 мл и добавили 10 мкл внутреннего стандарта о-пиколлин и флурантен с концентрацией 40 г/л. Концентрация стандартов в смоле составило 8 г/кг.

Условия хроматографирования: Колонка: DB-5, 30 м X 0,25 мм X 0,5 мкм; Газ: гелий, 0,8 мл/мин; Термостат: 50 ⁰С – 4 мин, 50-150 ⁰С – 10 ⁰С / мин, 150-300 ⁰С – 20 ⁰С / мин, 300 ⁰С – 4 мин; Испаритель: 250 ⁰С. Идентификация веществ проводили на масс-спектральной базе данных NIST98.

Известно, что в качестве каталитически активных материалов в процессах глубокой переработки тяжелого углеводородного сырья можно использовать дешевые и доступные отходы металлургического производства и котельные шлаки, содержащие железо, титан, никель. Такие каталитически активные материалы используются в процессах углепереработки до их полного износа. В качестве исходного материала для катализатора термической переработки тяжелого углеводородного сырья нами использовались отходы листопрокатного производства АО «Арселор Миттал Темиртау». По данным первичного анализа продукт содержит 89,7% гематита (Fe₂O₃). Кроме того, в составе присутствует хлорид железа III валентного и в незначительных количествах хлориды марганца и хрома.

Исходный продукт с целью удаления хлоридов подвергали термической обработке при температуре 700⁰С. По данным рентгено-фазового анализа (ДРОН-2,0) содержание основного составляющего – оксида железа III увеличилось до 98,5%, возможность определения других фаз находится ниже предела чувствительности прибора.

Обогащенный продукт для повышения активности модифицировали термической обработкой с серой в среде водорода:



Для этого в стационарный автоклав поместили 10 граммов обогащенного оксида железа, 6,5 граммов серы, заполнили водородом до 5,0 МПа и нагревали при температуре 425⁰С в течение 3 часов. Рентгенофазовый анализ образца проводили на дифрактометре Дрон – 2.0 с использованием FeK₂ – излучения (λ = 1,9373 Å), Mn – фильтре, в интервале 10⁰ – 90⁰ (2 θ), со скоростью вращения счетчика 2 град/мин. Для расшифровки рентгенограммы использовали банк данных JCPDS. Полученный продукт по данным рентгенофазового анализа представляет собой сульфид железа (FeS₂ – пирит), а также обнаружены фазы: ½ (Fe₂O₃·H₂O) -лепидокрокит (γ – FeOOH); S – сера; FeSO₄ · 4H₂O; FeFe₂(SO₄)₄ · 14H₂O.

Пасту нагревали до 425⁰С, газообразные продукты удалялись, а жидкие продукты были проанализированы методом ХМС. Индивидуальный состав фракции до 250⁰С представлен в таблицах 1 и 2 и на рисунках 1 и 2.

Таблица 1 – Индивидуальный состав пиролиза обесфеноленной фракции до 250⁰С*

№ соединения	Время выхода, мин	Наименование соединения	Содержание, масс. %
1	4,54	фенол	1,05
2	5,23	2-метилфенол	5,54
3	5,23	4-метилфенол	5,54
4	5,98	2-этилфенол	3,40
5	6,14	2,4-диметилфенол	1,92
6	6,28	3-этилфенол	1,87
7	6,64	тетрагидронафталин	1,09
8	6,82	нафталин	27,10
9	8,25	1-метилнафталин	4,50
10	9,31	1-этилнафталин	1,07
11	9,82	2,3-диметилнафталин	1,35

Условия эксперимента: фракция до 250⁰С – 15 г; метан - 3 МПа, катализатор FeS₂ - 0,75 г (5 %); нафталин – 0,75 г (5%); температура – 425⁰С, время – 1 час*

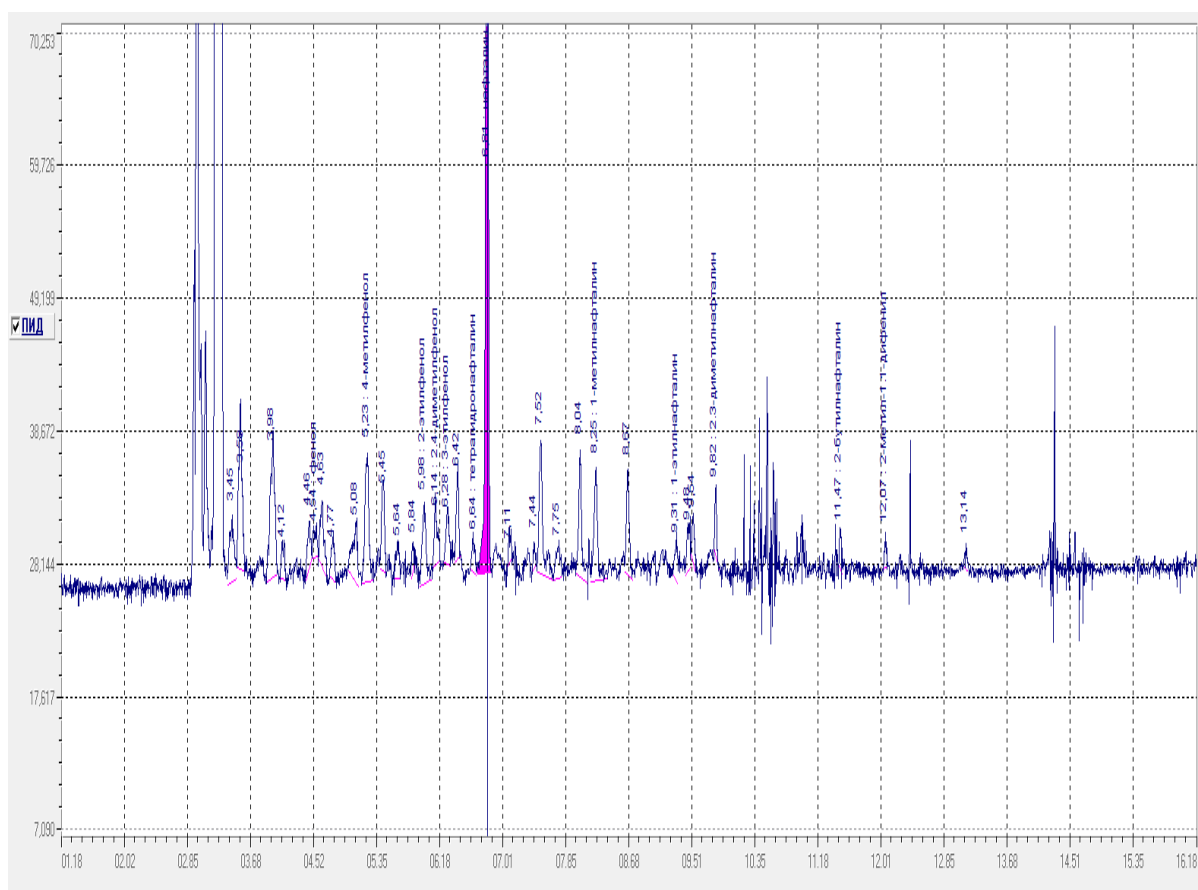
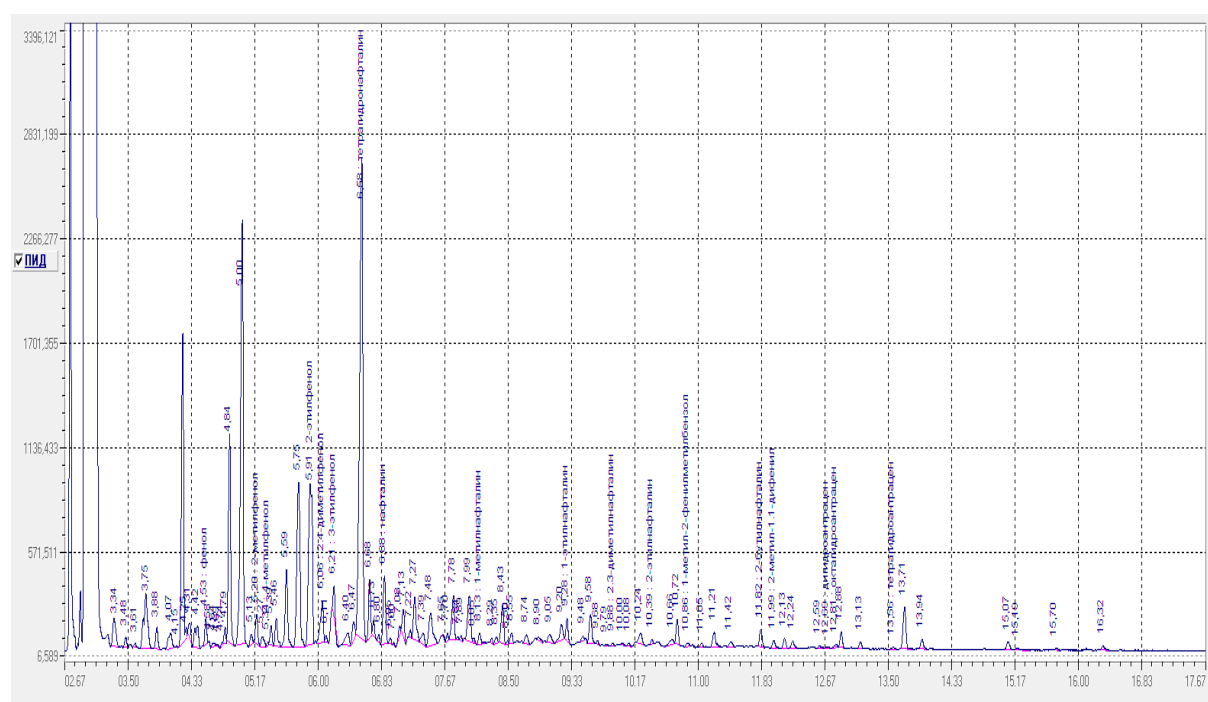
**Рисунок 1 – Хроматограмма обесфеноленной фракции до 250⁰С в присутствии катализатора FeS₂ и нафталина в среде шахтного метана**

Таблица 2 – Индивидуальный состав пиролиза обесфеноленной фракции до 250⁰С*

№ соединения	Время выхода, мин	Наименование соединения	Содержание, масс. %
1	2	3	4
1	4,53	фенол	0,57
2	5,91	2-этилфенол	7,74
3	6,06	2,4-диметилфенол	1,45
4	6,21	3-этилфенол	0,61
5	6,58	тетрагидронафталин	18,42
6	6,88	нафталин	2,11
7	8,13	1-метилнафталин	0,37
8	9,28	1-этилнафталин	0,51
9	9,88	2,3-диметилнафталин	0,09
10	10,39	2-этилнафталин	0,11
11	11,82	2-бутилнафталин	0,54
12	12,69	дигидроантрацен	0,06
13	12,81	октагидроантрацен	0,13
14	13,56	тетрагидроантрацен	0,08

Условия эксперимента: фракция до 250⁰С - 15 г; метан - 3 МПа, катализатор Fe₂O₃/УН-0,75 г (5 %); нафталин - 0,75 г(5%); температура - 425⁰С, время - 1 час*

**Рисунок 2 – Хроматограмма обесфеноленной фракции до 250⁰С в присутствии катализатора Fe₂O₃/УН и нафталина в среде шахтного метана**

Как видно из хроматограмм (рисунок 1 и 2) и таблиц 1 и 2 при термической деструкции обесфеноленной фракции до 250⁰С в присутствии донора водорода нафталина и катализатора Fe₂O₃/УН увеличивается содержание гидропроизводного нафталина – тетрагидронафталина (18,42%), который является активным донором водорода. Твердый продукт после процесса пиролиза по данным РФА представляет

собой магнетит. Это свидетельствует о высокой активности полученного нами катализатора $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{УН}$, который в ходе пиролиза изменяется до Fe_3O_4 и активируют Н-донорные способности обесфеноленной фракции до 250°C и ускоряет процесс деструкции.

Таким образом, полученный нами новый пастообразователь (обесфеноленная фракция до 250°C) в присутствии Н-донорного компонента – нафталина в процессе пиролиза сопоставим по активности с традиционным донором водорода тетралином. Полученный нами композитный катализатор - ($\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{УН}$) проявляет высокую активность при проведении процесса пиролиза фракции до 250°C , обладает высокой активностью и селективностью.

Источники

- 1 Калечиц И.В. Химия гидрогенизационных процессов в переработке топлив. – М.: Химия, 1973. – 336 с.
- 2 Байкенов М.И., Омарбеков Т.Б., Амерханова Ш.К., Мусина Г.Н., Уали А.С. Применение кавитационно-волнового воздействия при переработке каменноугольной смолы // Вестник КарГУ. – 2006. – Т.44, № 4. – С. 54-56.
- 3 Ермагамбетов Б.Т., Лapidус А.Л. Ожижение угля связанным водородом. АН Каз.ССР, Институт органического синтеза и углехимии. Алма-Ата: Гылым, 1990. – 85 с.
- 4 Мусина Г.Н., Байкенов М.И., Хрупов В.А. Переработка каменноугольной смолы, полученной из углей Шубаркольского разреза // Вестник КарГУ. - 2006. – Т.44, № 4. – С. 43-46.
- 5 Молчанов И.В. Корнильева В.Ф. Легкая смола высокоскоростного пиролиза бурых углей как сырье для получения растворителей электроизоляционных лаков // Химия твёрдого топлива. – 1988, № 5. – С. 43-45.
- 6 Жубанов К.А. Глубокая переработка углеводородного сырья перспектива развития нефтехимической отрасли // Промышленность Казахстана. – 2001, №4. – С. 60-63.
- 7 Иконникова Г.Г. Исследование состава и разработка направлений рационального использования смолы процесса производства формованного кокса: автореф. ... канд. техн. наук.: 05.17.07. - Свердловск.: ВНИУИ, 1985. – 17 с.
- 8 Айвазов Б.В. Основы газовой хроматографии. - М.: Высшая школа, 1977. – С. 129-1376.

Разработка оптимальных условий тонкопленочной металлизации с d-элементами

Мулдагалиева И.Х.

(Казахский национальный университет им. аль-Фараби, г. Алматы, Казахстан)

Предлагаются условия образования тонкопленочной металлизации d-металлами на различных материалах с использованием методов химического восстановления и анодной пленочной вольтамперометрии. Рассматриваются экологические и ресурсосберегающие аспекты этих процессов.

Ключевые слова: пленочные материалы, ультратонкие волокна ФП, комплексоны, глазной протез.

Разработка прогрессивных технологических процессов, позволяющих осуществлять экономиию металла для промышленных нужд, представляет важную народно-хозяйственную задачу. Одним из путей решения этой задачи является использование процесса металлизации различных неметаллических материалов [1].

В последнее время во всех технически развитых странах мира ведутся интенсивные исследования в области металлизации различных материалов. Подавляющее большинство этих исследований направлено на отработку существующих методов металлизации, улучшение технологии процесса и качественных характеристик покрытия. Изучение механизма процесса химического никелирования имеет большое значение в связи с необходимостью решения на его основе ряда практических вопросов. Особо важными среди них являются: повышение скорости восстановления, увеличение стабильности раствора и коэффициента использования раствора, специфического действия добавок. Хотя в литературе описаны разнообразные составы растворов химического никелирования с применением различных восстановителей, лигандов, стабилизаторов и добавок, но в большинстве случаев не указан материал основы, на котором проводилось никелирование. В то же время этот фактор имеет немаловажное значение при металлизации, поэтому к каждому конкретному материалу следует подходить индивидуально. Несмотря на многочисленные исследования по химическому никелированию неметаллических материалов, не уделено должного внимания установлению образования покрытий в условиях тонкопленочной металлизации.

Решение проблем тонкопленочной металлизации с проведением многофакторных исследований имеет ресурсосберегающее значение, а создание покрытий с заданными свойствами является одной из важнейших задач современной химии. В их решении существенную помощь может оказать использование органических добавок-комплексонов, позволяющих модифицировать химические и физико-химические параметры процесса металлизации.

Нами исследовано влияния органических кислот-комплексонов: ОЭДФ, ОЗИДА, НТФ, НТА, ДПФ, ДТПА на процесс химического никелирования лавсановой пленки. Определено качество покрытия и рассчитаны толщина покрытия, скорость металлизации в зависимости от способа предварительной обработки лавсана, режима сенсibilизации, состава компонентов раствора химического никелирования, времени никелирования. Установлено, что при использовании солянокислого гидразина реакция восстановления ионов никеля на лавсане следует по кинетическому уравнению нулевого порядка.

В результате эксперимента установлены следующие оптимальные составы растворов с различным значением рН при химическом никелировании лавсановой пленки. Это гипофосфитсодержащие растворы №1 с (рН = 4,5), №2 с (рН=8,5) и

гидразинсодержащий раствор №3 с ($\text{pH} = 12,5$). Установлено, что скорость образования Ni покрытия на лавсане при использовании гидразинсодержащего раствора в 4-5 раз меньше, чем скорость образования Ni-P покрытия. В растворах с использованием гипофосфита и солянокислого гидразина при $\text{pH} = 4,5$; 8,5 и 12,5 изучено влияние комплексонов ОЭДФ, НТФ и ОЭИДА, вводимых последовательно в растворы, предназначенные для сенсibilизации, активации, химического никелирования или же при одновременном добавлении их в раствор активации и химического никелирования на толщину и скорость образования Ni и Ni-P покрытий на лавсановой пленке. Возможность комплексообразования этих комплексонов с ионами олова на стадии сенсibilизации, палладия на стадии активации и соответственно ионов никеля при химическом никелировании отражаются на процессе металлизации. Например, в результате исследования влияния ОЭДФ на скорость никелирования с применением гипофосфитсодержащего раствора ($\text{pH} = 4,5$) установлено, что введение уже 1 г/л ОЭДФ в раствор химического никелирования увеличивает скорость образования Ni-P покрытия от 1,14 до 1,50 мкм/ч. При дальнейшем увеличении содержания ОЭДФ до 10 г/л скорость процесса уменьшается, что может быть связано с протеканием комплексообразования ионов никеля с ОЭДФ. В гидразинсодержащем растворе ($\text{pH}=12,5$) увеличение содержания ОЭДФ приводит к возрастанию скорости образования никелевого покрытия от 0,72 мкм/ч до 1,80 мкм/ч. Следует отметить корреляцию между скоростью металлизации и значениями поверхностного электросопротивления образцов. Так, при использовании раствора химического никелирования с $\text{pH}= 4,5$ с добавкой ОЭДФ от 1 до 10г/л наблюдается как уменьшение скорости образования, так и поверхностного электросопротивления покрытия. В случае использования раствора с $\text{pH}=12,5$ возрастание содержания вводимой добавки ОЭДФ, наоборот, приводит к увеличению значений этих величин. В присутствии комплексонов НТФ и ОЭИДА таких явных закономерностей не обнаружено. Установлено, что химическое никелирование лавсана в отсутствие комплексонов протекает при температуре $80^{\circ}\text{C} - 85^{\circ}\text{C}$. При введении 5 и 10 г/л НТФ в раствор, предназначенный для активации, процесс никелирования можно осуществить уже при более низкой температуре 50°C . Сопоставление данных по качеству полученных покрытий показало, что наиболее блестящий равномерный слой Ni-P на лавсане имеет место при введении 10г/л НТФ одновременно в растворы активации и химического никелирования с $\text{pH}=4,5$. Следовательно, варьируя как природу, так и концентрацию вводимых в растворы дополнительных компонентов-комплексонов, можно осуществлять процесс химического никелирования лавсановой пленки с различной скоростью и получать покрытия различной толщины и качества. Многофакторные исследования в этом направлении показали существенный ресурсо- и энергосберегающий эффект. Вопрос о механизме действия добавок в процессе металлизации неметаллических материалов до настоящего времени не решен, так как требует использования целого ряда комплекса исследований. Для характеристики действия добавок, как на стабильность раствора, так и на скорость осаждения покрытий использовали величину коэффициента полезности добавки, полученной на основании сопоставления средней скорости металла и продолжительности стабильной работы раствора в отсутствие и присутствии добавок различных концентраций. На основании этих результатов сделано заключение о характере действия органических комплексонов: ОЭДФ, ОЭИДА, НТФ, НТА, ДПФ, ДТПА, которые при определенных условиях могут оказывать как положительное, так и отрицательное влияние.

Используя метод тонкопленочной металлизации, разработанной для лавсановой пленки, изучен процесс химического никелирования для неметаллических материалов: гидратцеллюлоза, басхит, полиэтилен с привитой метакриловой кислотой, полипропилен с привитой метакриловой кислотой, углеродные и ультратонкие волокна ФП - фильтры Петрянова различных марок. Известно, например, что эти ФП

волокна оказались очень эффективными в развитии атомной энергетики, для очистки воздуха от бактерий в операционных. Под руководством академика И.В. Петрянова - Соколова был разработан метод уплотнения витрин в музеях, помогающих изолировать от вредного воздействия аэрозолей уникальные ценности - старинные картины, древние рукописи. Теперь такими фильтрами оборудованы витрины Оружейной Палаты и Алмазного Фонда, Русского музея и других сокровищниц искусств. Металлизированные материалы сегодня используются очень широко от изготовления детских игрушек, бижутерии, парфюмерных флаконов до костюмов космонавтов. Представляет интерес использование вышеуказанных неметаллических материалов при их металлизации никелем в качестве сепараторных пленочных материалов, рекомендуемых для химических источников тока, в частности Ag-Zn аккумуляторов, в которых проблема подавления процесса дендритообразования цинка является весьма актуальной. Одним из возможных путей предотвращения дендритообразования в этих источниках тока является использование металлизированной сепарации никелем. В этих аккумуляторах в настоящее время пока наибольшее применение находит гидратцеллюлоза, хотя для их усовершенствования поиск сепараторов продолжается. Нами установлено, что срок службы Ag-Zn аккумулятора существенно зависит от природы используемого сепараторного материала, от добавок, вводимых как в активную массу электрода, так и в электролит. Рассматривается вариант использования металлизированной сепарации для изучения процесса дендритообразования цинка с помощью специально разработанной электрохимической ячейки. Таким образом, на основании комплекса работ по металлизации вышеуказанных сепараторных материалов даны рекомендации по использованию металлизированной сепарации в серебро-цинковых аккумуляторах для увеличения срока их службы.

Нами преимущественно на ультратонких ФП материалах различных марок и пористости ФПП-Д-1, ФПП-Д-2, ФПП-Д-4, ФПП-СГ-10, ФПА-10-15 показана принципиальная возможность покрытия не только никелем, но и никелем, легированного рением и фосфором, серебром, палладием, платиной и медью. Проведено гальванопокрытие кадмием медного электропроводящего слоя, полученного методом химической металлизации на ультратонких волокнах ФПП-Д-4, ФПП-СГ-10, регулируя условия гальванопокрытия (плотность тока, температура, продолжительность процесса, состав электролита). Для каждого из перечисленных d-металлов определены оптимальные условия получения качественных покрытий на ультратонких волокнах ФП. Поиск методов металлизации этими d-металлами был направлен на снижение степени загрязнения окружающей среды, на обеспечение экономии металла и электроэнергии. С этой целью использовался вариант бинарной химической металлизации. (БХМ) [2], когда получение металлопокрытий осуществляется из двух монорастворов посредством последовательного погружения исследуемых пленочных материалов в раствор соли d-металла и восстановителя. В этом случае расширяются условия проведения эксперимента путем варьирования температуры двух монорастворов и времени выдержки образцов в этих растворах. Полученные результаты подтвердили общие закономерности и преимущества метода (БХМ) перед методом обычной химической металлизации (ОХМ), который в особенности имел место при палладировании, платинировании, серебрении ФП материалов. Помимо ресурсосберегающего эффекта, ввиду экономии ценных компонентов рабочего электролита и многократного его использования, имеет место и энергосберегающий эффект, вследствие возможности осуществления процесса металлизации при более низких температурах. Показана принципиальная возможность использования металлизированных ФП материалов благородными металлами, рекомендуемых в качестве электродных материалов с развитой поверхностью.

С экологической точки зрения, на наш взгляд, представляется интересным исследование процесса серебрения различных неметаллических материалов. Несмотря на дороговизну процессов серебрения, исследования в этом направлении имеют важное значение в перспективной области тонкопленочной металлизации, теоретические основы которой мало изучены, а практические аспекты также еще недостаточно реализованы.

С этой точки зрения представляет интерес применение процесса металлизации в медицине. Известны широкие возможности использования этих процессов в стоматологии. Применение процесса серебрения в офтальмологии практически малоизученный вопрос. В основе принципа использования процесса серебрения в офтальмологии использован факт, что серебро обладает бактерицидным свойством. В медицине употребляется коллоидальное серебро, стабилизированное производными протеина и оказывающее антисептическое действие на слизистую оболочку. Коллоидальное серебро образует с белковыми веществами тканей защитную плёнку, которая предохраняет слизистую оболочку от раздражения и препятствует развитию воспалительного процесса, обладая способностью подавлять жизнедеятельность определенных микроорганизмов.

Нами рассмотрены условия серебрения внутренней вогнутой поверхности глазного протеза с целью продления срока его службы, который обычно составляет 6-8 месяцев, учитывая антисептическое действие серебра на слизистую оболочку глаза. Использован метод химического серебрения с применением технологии химической металлизации из растворов со следующими операциями: подготовка поверхности, сенсibilизирование, активирование, химическое восстановление. Стадия подготовки поверхности, заключающаяся в ее травлении, оказывает влияние на процесс осаждения серебра. При серебрении глазного протеза использованы различные составы растворов травления. Лучше всего серебро оседает на поверхности глазного протеза при обработке его раствором кальцинированной соды. Для сенсibilизации в процессе химической металлизации обычно используют растворы хлорида олова различной концентрации. Отмечена сложная зависимость массы осевшего серебра от концентрации сенсibilизирующего раствора. Наилучшие результаты с блестящими светлыми покрытиями получены с образцами, которые вообще не подвергали стадии сенсibilизации. В этом случае масса осевшего серебра вдвое превышает эту величину при обработке глазного протеза сенсibilизирующим раствором хлорида олова- 40 г/л, причем покрытие в последнем случае было темным и некачественным. Эти исследования были проведены в присутствии восстановителя - формалина при температуре 70⁰С. Изучено влияние различных восстановителей на процесс серебрения глазного протеза в широком диапазоне температур от 20⁰С до 70⁰С. На примере серебрения глазного протеза описаны ранее не изученные кинетические закономерности реакции восстановления серебра в нетоксичном сахарсодержащем восстановителе при комнатной температуре в отличие от токсичного формалина.

Металлизация d-металлами медью, серебром и золотом использована нами с применением варианта анодной пленочной вольтамперометрии. Обычно под пленочной вольтамперометрией понимается катодное восстановление ионов металла на какой либо подложке из состава определенного электролита и последующего его растворения в этом же составе электролита. Нами же разработан специфический вариант анодной пленочной вольтамперометрии благодаря специально использованной технике эксперимента с многофункциональным краном., позволяющим обеспечивать подачу электролита с деаэрацией растворенного кислорода для осаждения меди, серебра или золота на электрод-подложку, например, платиновую проволочку; замену электролита, содержащем комплексобразующий реагент или окислитель, влияние которого исследуется при электрохимическом растворении исследуемого металла; подачу специфического раствора для очистки электрода-подложки и его промывки

дистиллированной водой. Таким образом, многофункциональный кран позволяет регулировать подачу электролитов разного состава из соответствующих растворов и подачу инертного газа. Этот вариант следует рассматривать как экспрессную и ресурсосберегающую модель при подборе различных растворителей на основе комплексообразующих реагентов и окислителей в выборе наиболее рационального пути для практического химического и электрохимического фазового анализа, позволяющей исключить использование кускообразных и порошкообразных металлов, что обеспечивает значительную экономию дефицитного благородного металла. Перспективность подобных исследований это выяснение вопросов дифференцированного разделения и извлечения металлов из сложных полиметаллических продуктов, приобретающих особую важность в связи с расширением производства цветных и драгоценных металлов и переработке вторичного сырья.

Источники

- 1 Хоперия Т.Н. Химическое никелирование неметаллических материалов. – Москва: Металлургия, 1982. – 144с.
- 2 Тагиров С.В. Совершенствование технологии нанесения износостойких покрытий на сложнопрофильные прессформы методом бинарного никелирования // Автореферат дис. канд. тех. наук, 1995. – 20 с.

Оценка возможности выплавки богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна из железомарганцевой руды месторождения «Западный Камыс»

*Мусин А.М., Габдуллин С.Т., Орлов А.С., Толымбеков М.Ж., Байсанов А.С.
(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан)*

В данной работе проводились оценка возможности выплавки богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна из железомарганцевой руды месторождения «Западный Камыс». По результатам лабораторных экспериментов показана возможность выплавки марганцовистого чугуна и богатого марганцовистого шлака с содержанием марганца 25% и выше для дальнейшего его использования.

Ключевые слова: железомарганцевая руда, марганцовистый шлак, марганцовистый чугун.

Практически на всех месторождениях при добыче марганцевых руд в Республике Казахстан идет попутное извлечение железомарганцевых руд.

В настоящее время железомарганцевые руды добываются попутно с марганцевыми рудами следующими недропользователями: РУ «Казмарганец» (ТНК Казхром), месторождения Тур и Восточный Камыс – сырьевая база для Аксуского завода ферросплавов; АО «Жайремский ГОК» (ТНК Казхром), месторождения Ушкатын III, Ушкатын I и Жомарт - сырьевая база для Аксуского завода ферросплавов; ТОО «Арман 100» месторождение Западный Камыс в Карагандинской области - сырьевая база для ТОО «Таразский металлургический завод»; ТОО «Темиртауский электрометаллургический комбинат» - месторождения Есымжал в Абралинском районе Семипалатинской области и Богач в Карагандинской области - сырьевая база для ТОО «ТЭМК»; ТОО «НПП Марганец» - месторождения Чуулдак и рудопроявление Бакайское в Актюбинской области.

Из-за высокого содержания железа в добываемых рудах и отсутствия технологии их переработки, недропользователи вынуждены складировать железомарганцевые руды или продавать по ценам намного ниже, чем стоимость 1% марганца в богатых марганцевых рудах. В связи с этим требуется проведение всесторонних исследований с изучением физико-химических свойств и особенностей руды, ее обогатимости, свойств прогнозируемого марганцевого концентрата и технологии его окускования, с разработкой и определением основных технико-экономических параметров сквозной технологической схемы до выплавки стандартных марок марганцевых ферросплавов. Процесс выплавки богатого марганцовистого шлака (БМШ) и перedefьного марганцовистого чугуна можно отнести к технологическим процессам производства сплавов марганца и другой марганецсодержащей продукции из низкосортных железомарганцевых руд и концентратов. Суть технологического процесса основана на селективном восстановлении железа и фосфора из них и последующем получении товарных сплавов марганца, в частности ферросиликомарганца из богатого марганцовистого шлака. Марганцовистый чугун используется для нужд литейной и сталеплавильной отраслей промышленности. Использование дешевой низкосортной железомарганцевой руды в качестве исходного сырья и получение товарных сплавов марганца обеспечивает высокую экономичность процесса. Выплавка богатого марганцовистого шлака производится из марганцевых и железомарганцевых руд и концентратов при недостатке углеродистого восстановителя. Шихту рассчитывают таким образом, чтобы обеспечить в ходе плавки полное восстановление содержащихся в руде железа и фосфора и незначительной части марганца. Расчет состава шихтовых материалов для выплавки богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна из коллективного концентрата, полученного из железомарганцевых руд месторождения Западный Камыс, заключается в определении соотношения между ее компонентами,

обеспечивающее получение богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна заданного состава.

Шихтой для производства богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна является рудная часть, состоящая из коллективного концентрата, полученного из железомарганцевых руд, месторождения Западный Камыс и восстановителя - кокса. Для регулирования хода процесса могут быть использованы кварцит и флюсы.

Для проведения расчетов был использован коллективный железомарганцевый концентрат из руды месторождения Западный Камыс, химический состав которого приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав железомарганцевого концентрата

Материал	Химический состав, %				
	Mn _{общ}	Fe _{общ}	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Железомарганцевый концентрат	21,67	12,71	3,90	27,81	4,96

Химический и технический составы восстановителя и флюсов приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Химический и технический составы восстановителя и флюсов

Материал	Содержание, %								
	C _{тв.}	A ^C	W ^P	V ^C	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe _{общ.}
Кокс	84,0	13,79	0,30	1,84	-	-	-	-	-
Зола кокса	-	-	-	-	48,53	29,30	-	2,98	3,10
Известь	-	-	-	-	1,96	0,31	74,46	2,09	0,09
Кварцит	-	-	-	-	96,8	0,36	0,8	0,32	0,92

Химический состав богатого марганцовистого шлака должен соответствовать нормам, указанным в таблице 3.

Таблица 3 – Химический состав богатого марганцовистого шлака

Наименование показателя	Норма (%)
Массовая доля марганца	20-35
Массовая доля железа	2-5
Массовая доля пятиоксида фосфора	0,05

Марганец в руде содержится в виде оксидов MnO₂, Mn₂O₃, MnO. Восстановление марганца из высших оксидов и карбонатов до двухвалентного состояния (до MnO) требует меньшей температуры, чем до свободного марганца.

В процессе шлакообразования оксиды марганца и кремния связываются в прочные соединения Mn₂SiO₄ и MnSiO₃, что затрудняет восстановление марганца и кремния, снижает температуру процесса и приводит к накоплению в ванне печи жидкотекучих богатых марганцем шлаков и увеличивает переход марганца в шлак.

Восстановление марганца происходит по ступенчатой схеме от высшего оксида к низшему - MnO₂ → Mn₂O₃ → Mn₃O₄ → MnO → Mn. Реакция диссоциации высших оксидов и их восстановление до низшего оксида MnO может осуществляться как твердым углеродом, так и его оксидом CO.

При этом высшие оксиды могут восстанавливать CO по реакциям в верхних горизонтах промышленных печей, т.е. при невысоких температурах.

За основу расчета шихты взяты следующие уравнения:



Восстановление высших оксидов идет с выделением тепла, что в определенной мере может оказывать негативное влияние на ход процесса, может способствовать раскрытию колошника и повышенному газовыделению. Восстановление марганца из MnO идет с поглощением тепла при температуре 1300÷1350°C.

Марганец является активным карбидообразующим элементом, восстановление марганца до карбида начинается раньше и требует меньшей затраты энергии, чем восстановление до элементарного марганца. Восстановление марганца до карбидов MnC₃, MnC₄, Mn₇C₃ может начинаться при температурах 1360-1380°C.

В зоне высоких температур происходит восстановление кремния из диоксида кремния руды.

Параллельно восстановлению кремния происходит образование силицидов марганца - Mn₃Si, Mn₅Si₃, MnSi, MnSi₂. При расчете соотношения шихтовых материалов применялось следующее распределение оксидов и элементов между продуктами плавки (таблицы 4 и 5).

Таблица 4 – Распределение оксидов при восстановлении железомарганцевого концентрата

Оксиды	MnO	SiO ₂	FeO	Al ₂ O ₃	CaO
Восстанавливается, %	25	20	90	0	0
Переход в шлак, %	75	80	10	100	100

Таблица 5 – Распределение элементов между продуктами плавки

Элемент	Mn	Fe	Si	P
Переходит в металл, %	20	95	10	80
Переходит в шлак, %	75	5	90	5
В улет, %	5	0	0	15

Использование в металлургии железомарганцевых руд, составляющих более 70% общего запаса марганцеворудного сырья Казахстана представляет собой сложную задачу. Эти руды относятся к категории бедных (по марганцу) и труднообогатимы (особенно по железу). Они не кондиционны по железу и не пригодны для непосредственного передела на стандартные марганцевые ферросплавы. Выплавить стандартные марганцевые сплавы из железомарганцевого сырья можно только после их металлургического обогащения, заключающегося в получении из них электротермическим способом марганцовистого чугуна и богатого марганцовистого шлака.

Сотрудниками ХМИ им. Ж. Абишева с использованием компьютерного моделирования проведен расчет процесса получения марганцовистого чугуна и богатого марганцовистого шлака из коллективного железомарганцевого концентрата, полученного из руды месторождения Западный Камыс.

В качестве восстановителя использован кокс зольностью 14,8%. Выплавляемый передельный чугун должен отвечать требованиям согласно ГОСТ 805-95 «Чугун передельный» по гранулометрическому и химическому составам.

Выплавка богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна проводилась в высокотемпературной электропечи Таммана.

Печь Таммана относится к печам сопротивления и представляет собой исследовательскую установку, предназначенную для получения высоких температур и применяемую для моделирования металлургических процессов, а также исследования различных физических и физико-химических свойств жидких металлов и шлаков. Данная высокотемпературная установка снабжена нагревателем, рабочим пространством (камерой) которой служит графитовая либо угольно-графитовая труба и силовым трансформатором. Графитовая труба, окруженная графитовой засыпкой, укрепляется с двух сторон медными кольцами, которые соединяются с токоподводящими медными шинами. Недостатком графитовых и угольно-графитовых нагревателей и графитовой термоизоляции является необходимость исключения их контакта с окисляющей средой. Для этого нами предприняты меры по герметизации кожуха печи и недопущению попадания в него воздуха. Для этих целей подготовлены баллоны с нейтральным газом аргоном. Температура процесса измеряется вольфрам-рениевой термопарой ВР-5/20, горячий спай которой в армированном корундизовом чехле подводится ко дну тигля.

Регулирование температурного режима печи Таммана производится плавно при помощи тиристорного регулятора напряжения, который включен в первичную обмотку силового трансформатора, что позволяет получать на выходных шинах ток в несколько тысяч ампер при низком напряжении от 0,5 до 15 В. Набивка печи по всему объему проведена с помощью угольной крошки, просеянной через сито 4-6 мм, а у контактных колец для плотного контакта через сито 200 меш.

Плавки вели в высокотемпературной печи Таммана. Опыты проводили в алундовых тиглях высотой 80 мм и диаметром 35 мм. Установка предназначена для плавки металлов, шлаков и других продуктов металлургии. Проведена серия плавов по выплавке богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна из пяти опытов.

Навеска железомарганцевого концентрата месторождения Западный Камыс во всех опытах составила 70 грамм. С целью определения оптимального состава богатого марганцевого шлака и марганцовистого чугуна навески кокса варьировались в пределах от 2,5 до 12,5% от массы концентрата. Расчетные составы шихтовых смесей приведены в таблице 6.

Предварительно дозированную и перемешанную шихту засыпали в алундовый тигель и помещали в печь. Нагрев печи проводили плавно до температур 1500-1550°C, при которых происходило полное проплавление шихтовых материалов. После расплавления продукты плавки выдерживали в течение 0,5-1,0 часа, при температуре 1550°C.

Таблица 6 – Расчетные составы шихтовых смесей

№ плавки	Состав колоши, г	
	концентрат	кокс
1	70,0	1,75 (2,5%)
2	70,0	3,5 (5,0%)
3	70,0	5,25 (7,5%)
4	70,0	7,0 (10%)
5	70,0	8,75(12,5%)

Полученные в процессе лабораторных плавов 5 проб богатого марганцовистого шлака и 5 проб передельного марганцовистого чугуна были истерты на вибрационном

истирателе в стальных стаканах до крупности необходимой для проведения химического анализа и взвешены. Результаты лабораторных испытаний по выплавке богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна приведены в таблице 7.

Анализируя результаты лабораторных плавок, можно заметить, что с ростом навески кокса в шихтовой смеси повышается содержание марганца, кремния, серы и углерода в чугуне, а содержание железа снижается. Содержание фосфора стабильно и находится на одном уровне. В шлаке с ростом доли восстановителя наблюдается падение содержания марганца, а содержание железа в форме закиси растет также, как и содержание оксида магния. Значения содержаний оксидов кальция, алюминия и диоксида кремния находятся на примерно одном уровне.

Таблица 7 – Химический состав богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна

Материал	Содержание, %						
Чугун	Mn	Fe	Si	P	S	C	-
проба 1	2,77	92,50	0,53	0,057	0,17	2,48	-
проба 2	3,83	87,72	0,69	0,047	0,43	2,51	-
проба 3	4,22	85,78	0,88	0,046	0,48	2,68	-
проба 4	11,22	73,75	2,15	0,041	0,61	2,81	-
проба 5	36,47	50,76	8,20	0,071	0,80	3,50	-
Шлак	MnO	FeO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅
проба 1	32,82	2,27	4,64	41,04	9,12	1,66	0,044
проба 2	32,71	3,75	5,56	38,94	8,49	2,55	0,048
проба 3	31,48	4,15	4,64	41,39	9,05	3,32	0,053
проба 4	30,80	5,73	4,64	40,52	8,42	3,33	0,073
проба 5	30,27	6,23	3,85	43,22	10,24	4,76	0,072

Вовлечение в производство железомарганцевых руд с получением богатого марганцовистого шлака для дальнейшего использования в производстве ферросиликомарганца практически в мире не применяется. Производство марганцовистого шлака при производстве ферромарганца бесфлюсовым способом широко применялось в Украине при использовании богатого марганцевого концентрата. При таком способе производства получали стандартный ферромарганец и попутный передельный шлак для выплавки ферросиликомарганца. В нашем случае происходит металлургическое обогащение железомарганцевой руды с концентрированием марганца в передельном богатом марганцевом шлаке и получением передельного марганцовистого чугуна. При оптимальных условиях проведения процесса выплавки переход марганца в чугун не превышает 10%. Для достижения в передельном шлаке содержания марганца не менее 25% (MnO - 32,7%) необходимо применять для плавки железомарганцевые руды с содержанием марганца не менее 15% при фиксации содержания кремнезема на уровне 16,5-17%, а остальных оксидов, кроме железа, до 5-6%.

Таким образом, по результатам лабораторных экспериментов оптимальной шихтовкой для выплавки богатого марганцовистого шлака и передельного марганцовистого чугуна является соотношение, в котором навеска кокса составляет 5,0-7,5%. Химические составы продуктов плавки соответствуют расчетным. Показана возможность выплавки марганцовистого чугуна, соответствующего международному стандарту ИСО 9147-87 «Чушковый чугун. Определение и классификация» и богатого марганцовистого шлака с содержанием марганца 25% и выше для дальнейшего его использования.

Балқаш «Kazakhmys Smelting» ЖШС мыс зауытының конвертерлік қождардың құрылымы және фазалық құрамы

Муханов Д.К., Байжұманов С.Д., Сейсембаев Р.С.

*(«Жер туралы ғылымдар, металлургия және кен байыту орталығы» АҚ,
Алматы қ., Қазақстан)*

Бұл жұмыста Балқаш мыс зауытының конвертерлік қожын бастапқы күйде және термиялық өңдеуден кейінгі сынамаларына зерттеулер ұсынылған. Ол негізінде минералогиялық, рентгенофазалық талдау, электронды ерітінді және рентгеноспектралды шағынталдау арқылы жүргізіледі. Бастапқы конвертерлік қож және оның термиялық өңделмеген кейінгі сынамалары минералды және фазалық құрамдарының толық сәйкестігі бар біріңғай матрицадан тұрады. Негізгі ерекшелігіне қождың массадағы минералдық құраушыларының сандық қатынасынан тұрады.

Түйінді сөздер: конвертерлік шлак, термоөңдеу, құрылымы, фаза.

Алғашқы мысты құрамында мыс бар рудаларды пирометаллургиялық қайта өңдеу барысында қосындылар көмегімен конвертерлік штейн арқылы алады, штейн ретінде, әдетте, кремнийлік рудалар қолданылады. Бұрындары конвертерлік қождар дұрыс пештерде шихтамен бірге қайта өңдеген, алайда құрамында магнетит бар қождарды алумен байланысты автогенді балқытуға көшу барысында мыс қорыту зауыттарының барлығы дерлік қалқытуға көшкен. Сонымен бірге баяу суитын қождар қалқытуға ұшырайды, бұл екінші ретті мыс минералдарын құру үшін механикалық жүзгіндерді ірілетіп, мыстың массалық үлесін қайта бөлуге жағдай туғызады [1].

Мыс тастарын қайта өңдеу барысында 20-40 және 60-80% механикалық және электрохимиялық жоғалтулармен 1,5-3,5% мыстан тұратын конвертерлік қождар алынады. Балқаш мыс зауытында механикалық және электрохимиялық жоғалтулардың арақатынасы керісінше: 70-80% және 20-30% сәйкесінше, қождың құрамындағы мыс 4-8%.

Мұндай жоғары құрамды механикалық жүзгіндер негізінен конвертердің суықтай жүрісіне байланысты болып келеді.

Мұндай артық тотыққан қож өрісінің кедей кенімен бірге уақталады бұдан некондиционды емес мысты концентрат алынады. Дүмбіде байытылғанан кейін 0,9%-ке дейін мыстан тұрады.

Осылайша, Балқаш мыс зауытында қабылданған конвертерлік қождарына қайта өңдеу сызбасы шикізатты қолданудың кешенділік талаптарына жауап берілмейді. Бұл жұмыстың мақсаты – конвертерлік қождардың суу режимінің оның құрамы мен ондағы металлдарды табу нысандарына әсерін бағалау.

Сынамаларды термоөңдеуден кейін алынған және бастапқы рентгенофазалық және химиялық талдаулардың жауаптары сәйкесінше 2 және 1-ші сызбаларда көрсетілген. Минералды фазаларды сәйкестендіру мақсатында рентгеноспектрлік микроанализі көмегімен толық зерттеу жүргізілген. Келесідей фазалар анықталған: металлды мыс, халькозин (Cu_2S), магнетит Fe_3O_4 , маггемит Fe_2O_3 , кремний оксиді және темір $\text{Fe}_{2.95}\text{Si}_{0.05}\text{O}_4$, фаялит Fe_2SiO_4 , және гортонолит $[2(\text{Fe}_{0.85}, \text{Mg}_{0.15})\text{O} \cdot \text{SiO}_2]$ мырыш, алюминий және темір оксидтері $[\text{Zn}(\text{Al}_{0.5}\text{Fe}_{1.5})\text{O}_4]$, мыс және темір оксиді $[\text{Cu}(\text{Fe}_2\text{O}_4)]$, қорғасын оксиді (Pb_2O_3), темір қоспасымен алюмосиликат, $\text{Cu}_2(\text{Sb}, \text{Pb})\text{O}_2$, Cu_2PbS

Қождарда едәуір жоғары мөлшерде, 5-8 %-ға дейін, мыстың болуы (2 кесте) мен Ca Cu сәулеленуін қолданумен рентгенфазалық талдау жүргізуде (1 кесте) сульфидті және металдық мыс фазаларының болмауы, сірә, магнетит рефлексінің мыстың негізгі дифракционды сызығына ($a=2,08$) салынуымен түсіндіріледі.

Сынақ қождарының құрамындағы мыс мәнінің айтарлықтай және аз мөлшерде қорғасынның ауытқулары (2 кесте) негізінде, олардың механикалық жүзгіндерінің әртекті бөлінуімен байланысты.

1 кесте – Термиялық өңдеуге дейінгі және кейінгі қождардың фазалық құрамы

Сынама №	Фаялит*, Гортонолит	Магнетит	Темір мен кремний оксиді	Термоөңдеу параметрлері
1	71,2	28,8	—	Бастапқы қож
2	38,6	12,2	49,2	Қайтабалқыту – 1250С°, 30мин, шынықтыру
3	41,1	11,5	47,5	Қайтабалқыту – 1250С° - 30мин, 1100С° - қа дейін суыту – 1 сағат пешпен суыту
4	42,9	11,8	45,3	Қайтабалқыту – 1250С° - 30мин, 1000С° -қа дейін суыту – 1 сағат пешпен суыту
5	40,7	25,1	34,2	Қайтабалқыту – 1250С° - 30мин, 900С° -қа дейін суыту – 1 сағат пешпен суыту
6	45,1	15,3	39,6	Қайтабалқыту – 1250С° - 30мин, пешпен суыту
Ескерту: фаялит тек 1 сынамада анықталады				

2 кесте – Термиялық өңдеуге дейінгі және кейінгі қождардың химиялық құрамы.

Сынама №	Құрауыштар құрылымы, %								
	Cu	Pb	Zn	Fe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	S
1	4,97	5,3	3,3	41,3	20,1	0,30	0,58	4,2	1,08
2	7,60	4,8	2,2	40,6	18,8	0,27	0,58	4,7	1,61
3	8,00	4,8	3,2	42,0	18,5	0,30	0,63	4,5	1,85
4	6,10	4,8	3,4	41,3	17,4	0,32	0,63	4,4	1,39
5	7,1	5,5	3,6	42,7	18,3	0,63	0,63	4,2	1,57
6	5,10	5,4	3,5	42,7	19,9	0,35	0,35	4,2	1,09

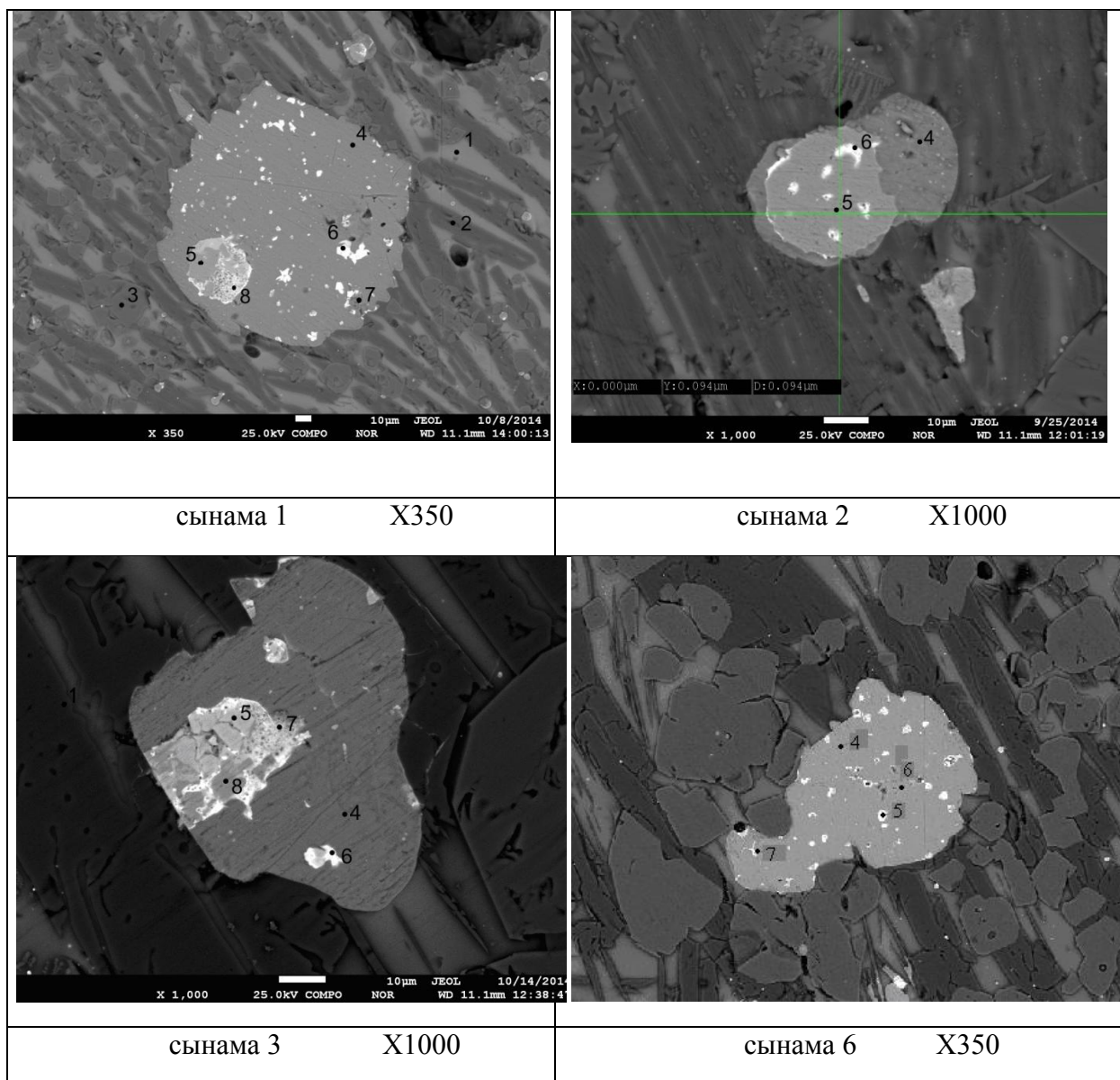
Сынамалардың минералдық және рентгенқұрылымдық талдаулары көрсеткендей, температуралық өңдеуден өткен бастапқы сынама мен сынамалардың матрица құрамы рудасыз минералдар мен тотыққан темір минералдық құрамдарымен толықтай дерлік сәйкестігімен сипатталады. Олардың тек сандық арақатынасы өзгеше: магнетит фазасы кішірейеді, бірақ торына кремний кіретін магнетит пайда болады – $\text{Fe}_{2,95}\text{Si}_{0,05}\text{O}_4$ эквивалентті темірдің тотығуы себебінен құрамындағы фаялит жартысына дейін азаяды, ал оның қалдығы гартонолитке айналады – оливин тобының минералы – $2(\text{Fe}_{0,85}\text{Mg}_{0,15})\text{O} \cdot \text{SiO}_2$, форстерит-фаялит изоморфты қатардағы аралық минерал түрі, бірақ аздап форстеритті молекулаға бай (1 кесте) [2].

Осы сынамаларға жүргізілген минералогиялық анализ көрсеткендей қождық фазалар құрлымы микрожолақты, жұқа және ұзын призмалық кристалды силикатты қождық фазалы, фонында идиоморфты түйіршік түрінде магнетит және темір оксиді кремнимен кездеседі [2,3]. Сынамаларда бірінші проценттен тұратын гортоналит түйіршіктерінде (1-ші сынамада фаялит) және қождық фазалар арасында әйнек болады.

Сынамаларда мыс бос түйірлерде, халькозиндегі қосындылар түрінде, жіңішке-дисперстік және ұсақ-түйірлі жүзгін күйінде болады. Металлды мыстың бос түйірлері кейде халькозинмен көмкеріледі [3,4,5].

1 сынамада көз алдымызда (1-ші сурет) мырыш пен қорғасын балқытылған силикатты қож фазасы таза халькозиннің түйіршік тәрізді құймасы көрініп тұр (4

нүкте), шамамен 0,17 мм. Түйір тәрізді құйманың денесіндегі қождық фазасы (1 нүкте) фаялит ерітіндімен қорғасын және мырыш (2 нүкте), жарық нүктелер (6 нүкте) – халькозиннің аса көп емес мөлшері (шамамен 10 %) бар қорғасын. Сол жақ астыдағы үлкен емес нүкте екі құрамадан тұрады: ашықтау, теңбілі (8 нүкте) – көп емес мөлшерде (2,7%) мыс қоспасы бар қорғасын оксиді, ал қараңғылауы (5 нүкте) – мыс, күшән және сүрменің интерметаллдық қосылысы; (3 нүкте) – магнетит.



1 сурет – Конвертерлік қождың сынамаларының 1-3 және 6 аймағының құрылымы сандар мен микроанализ нүктелері көрсетілген

1 суретте аздаған корольколы холькозинды (4 нүкте) 2-ші сынама аймағы көрсетілген. Сонымен қатар мұнда интерметаллдық қосылыстар анықталды, %: 91,66 Cu; 7,05 Sb және 1,29 Fe (5 нүкте) және мыс-қорғасын-сүрмелі (6 нүкте) жекелей тотықан балқыма, %: 21,51 Cu; 70,56 Pb; 1,85 Sb; 1,08 Fe және 4,91 оттегі.

Сондай-ақ, 1 суретте 3-ші сынаманың конвертерлік қожы құрылымы берілген. 2,22 % Fe бар өңделмеген ақ күңгірт (4 нүкте) түйірқұймасында сүрме қосылған қорғасын-мысты қорытпаның, темір мен оттектің дақтары белгіленген (6 нүкте). Оң жақтағы үлкен металлтәрізді дақ өзіне бірнеше қосылыстардың түйірлерін кіріктіреді.

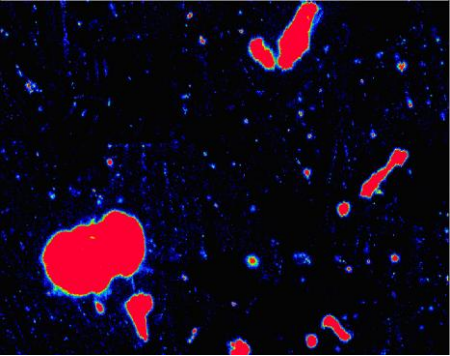
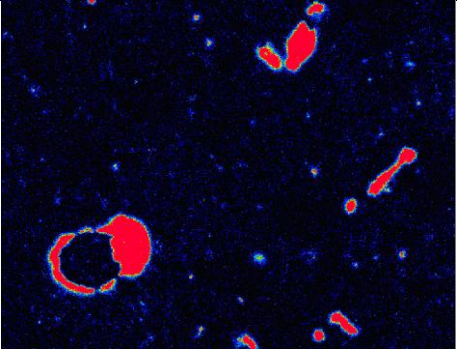
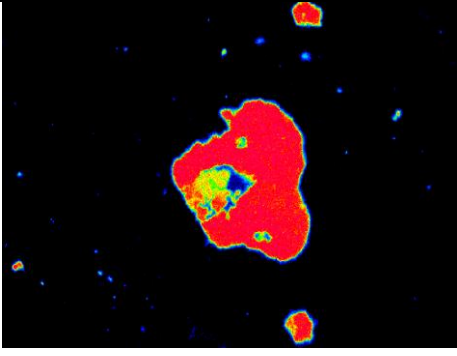
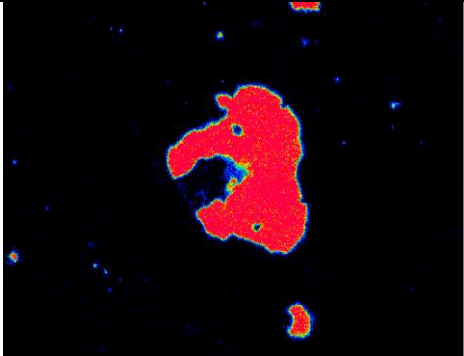
Солайша, 5 нүктеде мыс-сүрмелі интерметалл анықталады, %: 46,16 Cu; 53,84 Sb; 7 нүкте, сірә, толықтай тотыққан мыс пен қорғасын. 8 нүктеде – мыс—күшәнді-сүрмелі қорытпа, %: 41,9 Cu; 48,4 As және 9,7 Sb.

1250 С^о -та қайта балқытылған бастапқы қожды (6 сынама) баяу суыту барысында таза ақ күңгірттің түйір құймасында, % массасы: 78,07 – 79,84 Cu және 21,93-20,16 S 4 және 6 нүктелерде, сәйкесінше, дақтар анықталады: - ішінара тотыққан қорғасын-мысты қорытпа, құрамында, % массасы: 60,32 Pb; 32,30 Cu және 7,38 O₂ (5 нүкте) және күрделі металлданған сульфид, құрамы, % масс: 57,55 Cu; 14,33 Pb; 21,56 Sb; 1,57 Fe және 4,99 күкірт.

4 сынаманың ақ күңгірт түйір құймалары өзіне құрамында 23тен 90 % дейінгі Cu бар Cu-Sb-Pb күйіндегі интерметаллдық қосылыстарын кіріктіреді.

Термиялық өңделген конвертерлік қожының 5 сынамасындағы құрамында мысы бар түйір құйма күрделі құрамды: ақ күңгіртке ерітілген күшән – 18,08 %, сүрме – 3,13 % және темір – 1,19 % бар мыстың металлданған фазасы болады. Сонымен қатар, онымен құрамына аз мөлшерлі мыс (60,41%), күшән (4,66 %) және көп мөлшерлі – сүрме (29,83%) кіретін металлданған фаза көршілеседі. Металлдық фаза шекарасынан тыс 62,97% Cu; 18,52% As, 3,54 % Sb; 2,96% Fe және 12,02 S тұратын сульфидті металлданған фаза орналасқан.

Зерттелген аймақтарға толқынды-дисперсиялық салыстыру жүргізілді. Жарықтығы мен кереғарлығы бойынша стандартты графикалық түрлендіруден кейінгі мыс пен күкірттің рентгендік сәулелену сипаттылығы бойынша карталау терезелері 3 суреттер көрсетілген, анық көрініп отырғандай, қожды қайта бақылаудан кейін және оны 1250^оС-та жарты сағат шынықтырғаннан соң қож құрамында көп мөлшерде жүзгін қалады.(2-ші сынама)

	
сынама 2 Мыс X350	сынама 2 Күкірт X350
	
сынама 3 Мыс X350	сыныма 3 Күкірт X350

2 сурет – Қож сынамаларындағы мыс пен күкірттің таралу суретті

Дәл осы қожды келесі термиялық өңдеуде балқыту, үлгідегі дисперсиялық жүзгін көлемін едәуір төмендетеді.

Минералдық, рентгенфазалық талдаулар мен рентгеноспектрлық микроталдауын қолдану арқылы жүргізілген зерттеулер көрсетіп отырғандай, бастапқы конвертерлік қож бен оның термиялық өңделген сынамалары минералды және фазалық құрамы бойынша бірдей матрицаларға ие. Қождық қоспадағы минералдық құраушылардың сандық сәйкестігі тамаша белгі болып саналады.

Минералогиялық және рентгенді құрылымды талдаулар қождың 3 сынамасы бір сағат бойы 1100⁰С температурада термиялық ұстаса, жүзгіндердің ең аз мөлшері болатынын көрсетті.

Балқаш мыс зауытының зерттелген конвертерлік қожындағы темір толықтай дерлік тотығады және келесідей түрде болады фаялит, гортонолит, магнетит және өзге элементтермен торға жататын магнетит (кремний, мыс, мырыш және алюминий). Рентгеноспектрлік микроанализ көмегімен анықталған барлық қож үлгілерінің құрлымы күкірттің тек мыспен бірігіуін көрсетеді.

Қождарда мыс табиғи және сульфидті күйде болады. Қорғасын- мысқұрамды түйірлердегідей қож балқытпаларында. Мырыш силикатты секілді темір оксидті балқытпаларда болады.

Мыс пен қорғасынның металлданған қосылыстарында кейде көп мөлшерде күшән мен сүрменің болуы көрінеді.

Қайта балқытудан кейінгі конвертерлік қожының баяу сууы балқытпа көлеміндегі кейбір сульфидті-металлды жүзгіннің азаюына және іріленуіне әсер етеді.

Әдебиеттер

- 1 Киреева О.В., Дресвянкина Т.П., Мамонов С.В. Роль процесса специального охлаждения шлака медеплавильного производства в технологии его переработки//Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. 23-24 апреля 2014 г. Материалы XIX Межд. научно-техн. конф. Екатеринбург. – С. 174-777.
- 2 Mihailova T., Mehandjiev D. Characterization of fayalite from copper slags // Journal of the University of Chemical Technology and Metallurgy. – 45 -2010. – P. 317-326.
- 3 Fernandez-Caliani J.C., Rios G., Martinez J., Jimenez F. Occurrence and speciation of copper in slags obtained during the pyrometallurgical processing of chalcopyrite concentrates at the Huelva smelter (Spain)//Journal of Mining and Metallurgy. Sect. B-Metallurgy. – 48. - 2012. – P. 161-171.
- 4 Coursol P., Valencia N.C., Macrey P., Bell S., Davis B. Minimization of Copper losses in Copper Smelting Slag During Electric Furnace Treatment//JOM. - 2012. - Т.64, №11. - P. 1305-1313.
- 5 Das B., Michra B.K., Angadi S., Prakash S., Mohanty J. Characterization and recovery of copper values from discarded slag // Institute of Minerals and Materials, Council of Scientific and Industrial Research (CSIR), Bhubaneswar, India, 2010. 1-7 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.sadepud.co.ur/journals>.

Технология комплексной переработки высокотитанистых титаномагнетитов

*Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А., Джурканов Ж.К.,
Абишева А.Е., Малдыбаев Г.К.*

(АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)

Работа посвящена разработке двухстадийной технологии переработки титаномагнетитовых концентратов (ТМК) с небольшими (3-4% Na₂O) добавками соды, с твердофазным восстановлением на первой стадии, без окисления титаномагнетитового концентрата, и с предварительным его термоокислением с последующей разделительной плавкой на второй стадии.

Ключевые слова: титаномагнетитовый концентрат, плавка, чугун, шлак.

В Казахстане имеется современный титано-магнийевый комбинат (УКТМК). Но отечественным сырьем (концентрат месторождения Сатпаевское) покрывается только 25% потребностей комбината, а 75% концентратов ввозится из зарубежья. В тоже время имеются месторождения коренных руд титаномагнетитов (Велиховское, Тымлай, Масальское и др.) с огромными запасами, которые могут стать комплексным сырьем на железо, титан и ванадий. Особый интерес представляет месторождение Тымлай в юго-восточной части Шу-Илийского водораздела, в пределах Карасайского рудного узла с запасами руд более 1 млрд т. и содержанием Fe-30,4; TiO₂-10%, а после обогащения Fe-52,4; TiO₂-16,06% [1].

Ввиду трудновосстановимости и тугоплавкости, высокотитанистые титаномагнетиты не могут проплавляться в доменных печах, а прямая их электротермическая восстановительная плавка связана с неустойчивостью процесса, вскипанием расплава, плохим разделением чугуна от шлака и т.д. Неустойчивость и вскипание расплава являются следствием интенсивного восстановления FeO в жидкой фазе с выделением большого количества газа CO, который вспучивает вязкие титаносодержащие шлаки. Необходимые условия получения стабильных шлаков можно создать только при контролируемом периоде восстановления, протекающем на твердофазной стадии до развития процесса шлакообразования, т.е. необходимо реализовать технологию двухстадийной переработки титаномагнетитов [2].

Методика исследования. Концентрат был предоставлен недропользователем ТОО «TENIR LOGISTIC» и имел следующий химический состав (таблица 1).

Таблица 1 – Химический состав титаномагнетитового концентрата месторождения Тымлай

Содержание, %										
Fe _{общ}	Fe ₂ O ₃	FeO	TiO ₂	Al ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	CaO	MnO	V ₂ O ₅	п.п.п.
52,41	40,0	31,73	16,06	2,5	4,52	3,33	0,15	0,47	0,36	1,9

В качестве восстановителя использовали шубаркольский спецкокс от ТОО «Сары-Арка Спецкокс» с влажностью 17,9%, зольностью 4,0%, летучими 5,8% и с содержанием углерода 67,5%. Флюсующей добавкой служила кальцинированная сода (Na₂CO₃) с нормой чистоты «химически чистая» (х.ч.).

Рентгенофазовый анализ спеков проводился с помощью съемки на аппарате D8 Advance (BRUKER), α-Cu, напряжение на трубке 40/40, с обработкой полученных дифрактограмм с помощью программного обеспечения EVA evolution и расшифровки фаз по программе Search/match с использованием базы данных карточек ASTM. В

работе [3] для устранения влияния металлического железа на качество съемки восстановленные продукты подвергали последовательно обработке растворами CuSO_4 и NH_4Cl . В данном исследовании это не проводилось, во избежание гидролиза образующихся силикатов и титанатов натрия.

Вертикальная трубчатая печь RHTV 120-600/C40 Naberterm (Германия) наиболее подходит для создания высоковосстановительной атмосферы для восстановления химически стойких титаномагнетитов. Шихту из ТМК, соды и спецкокса гранулировали на воде, сушили при 130°C , брикеты помещали в графитовый тигель, который в алундовом тигле устанавливали в центре печи.

Ранее [4] нами установлено, что добавки соды к ТМК выше 2% Na_2O работают как коагулянт при брикетировании, как катализатор твердофазного восстановления, как ингибитор вторичного окисления металлизированных брикетов и как разжижитель шлака при плавке.

Так как шлак от ТМК в пересчете на три тугоплавких оксида имеет состав, % вес.: Al_2O_3 -11,55; TiO_2 -72,09; MgO -16,36, то он в диаграмме плавкости занимает поле анасовитового непрерывного ряда тугоплавких твердых растворов MgTi_2O_5 -магний-анасовит ($t_{\text{пл.}}-1652^\circ\text{C}$) – Al_2TiO_5 ($t_{\text{пл.}}-1860^\circ\text{C}$).

Учитывая высокую растворимость TiO_2 , $\text{Al}_2\text{O}_3 \times \text{TiO}_2$ и $\text{MgO} \times 2\text{TiO}_2$ в Ti_3O_5 и возможность изоморфного замещения ионов титана другими подобными ионами, в частности ионами железа, марганца, магния, хрома, азота и углерода, общая формула минералов группы анасовита может быть выражена в следующем виде:



Из перечисленных примесей в формуле анасовита Ti, Al, Mg повышают, а Fe, Mn, Cr, как и примеси SiO_2 и Na_2O понижают температуру его плавления. В итоге разделительную плавку высокотитанистых титаномагнетитов рекомендуется проводить в интервале температур $1500-1700^\circ\text{C}$ [2].

Учитывая относительно высокое содержание в ТМК тугоплавких оксидов Al_2O_3 ; MgO ; TiO_2 , исследования проводились при температуры плавки до 1650°C . Испытано влияние расхода углерода, режима плавки (одно- или двухстадийная) и температуры на результаты плавки (таблица 2).

Таблица 2 - Результаты одностадийной и двухстадийной плавки ТМК

Расход, %		Твердофазное восстановление		Плавка		Выход от ТМК, %				Химический состав шлака, %		
кокс	Na_2O	T, °C	τ , мин	T, °C	τ , мин	чугун	МШО	МФ	НМФ	TiO_2	Fe	Na_2O
Одностадийная												
9,16	4	-	-	1650	30	50,2	3,7	1,14	17,2	35,2	5,2	
7,32	4	-	-	1650	30	55,8	1,2	0,94	27,8	45,0	3,6	8,4
Двухстадийная												
7,32	3	1250	50	1650	35	54,8	1,85	0,3	23,3	62,7	1,0	5,8
8	3	1250	50	1600	35	51,7	3,8	2,05	27,6	кипение шлака		
8	3	1250	50	1550	35	54,6	1,7	1,63	25,8	вспучивание		
8	3	1250	50	1500	35	37,9	30	3,38	4,5	полуспек		

В одностадийном процессе снижение расхода спецкокса с 9,16 до 7,32% повысило содержание TiO_2 в шлаке с 35,2 до 45%, но не более. При реализации двухстадийного процесса с параметрами: на первой стадии при температуре 1250°C с выдержкой 50

мин; на второй стадии: при температуре 1650 °С с выдержкой 35 мин получены высокие результаты: выход чугуна – 54,8%, содержание TiO_2 в НМФ шлака за вычетом углерода 62,7%. В дальнейшем придерживались этих технологических параметров.

В опыте при 1600 °С в результате повышенной вязкости шлак вскипел от выделявшихся газов СО и налип на стенках тигля по всей высоте, поэтому недовосстановился. Был получен низкий выход чугуна и повышенные уровни выхода магнитно-шлакового отсева (МШО), МФ и немагнитной фракции (НМФ) шлака.

В опыте при 1550 °С шлак вспенился, достигнув половины высоты тигля, затем, при остывании, шлак осел, оставив на стенках равномерную шлаковую пленку. Выход продуктов плавки несколько выше, чем в опыте при 1600 °С, но ниже достигнутых при 1650 °С. В опыте при 1500 °С шлаковая фаза была частично спекшейся, частично расплавленной. Результаты получаются неудовлетворительные.

Таким образом, эксперименты показали, что температура 1650 °С является нижней границей для успешной двухстадийной восстановительной плавки ТМК данного состава. Для возможного снижения этой температурной границы необходимо концентрат дообогащать, особенно за счет оксидов магния и алюминия [6].

Для снижения возгонки Na_2O решено щелочные добавки вводить в состав ТМК путем предварительного спекания брикетированной смеси с содой при 1000 °С с выдержкой 3 часа. Рентгенофазовый анализ окисленного спека ТМК в смеси с Na_2CO_3 (расход Na_2O - 3%) показал, что натрий находится в составе ферросиликатов и ферротитанатов. Фазы феррита натрия не обнаружено. Магнетит практически полностью окислился до гематита, а ильменит до псевдобрукита, что облегчает их последующее восстановление.

Было проведено шесть опытов двухстадийной плавки окисленного спека ТМК в полунепрерывном режиме с возвратом металлошлакового отсева (МШО) и магнитной фракции шлака в голову восстановительного процесса (таблица 3).

Из 840 г ТМК получено 464,4 г чугуна (выход 55,3), и 216,4 г НМФ шлака (выход 25,8%) с содержанием 61,9% TiO_2 и выходом его в шлак 94,1%.

По данным рентгенофазового анализа, шлак от полунепрерывной переработки окисленного ТМК при 1650 °С состоит в основном из тугоплавких соединений: алюмосиликатов и силикотитанатов натрия, титанатов магния и кальция, двуокиси и низших оксидов титана. Оксид железа FeO , входивший ранее в окисленных спеках в состав ферросиликатов и ферротитанатов натрия, замещен оксидами натрия и магния и восстановлен до металла.

В таблицах 3 и 4 даны сравнительные результаты двухстадийных восстановительных плавов непосредственно ТМК и его окисленного спека. Как видно, оба варианта плавки имеют практически равные и высокие показатели как по выходу чугуна (~ 55%), так и по содержанию TiO_2 в шлаке (~ 62%) и извлечению TiO_2 в шлак 89,6-94,1%.

Таблица 3 - Сравнительные результаты двухстадийных восстановительных плавов

Схема восстановления	Выход от ТМК, %		Содержание в без-углеродном шлаке, %			Выход TiO_2 в шлак, %	Степень возгонки Na_2O , %
	чугун	шлак	TiO_2	Fe	Na_2O		
без окислительного обжига	54,8	23,3	62,7	1,01	5,85	89,6	56,5
с окислительным обжигом	55,3	25,8	61,9	1,63	5,85	94,1	51,9

Таблица 4 - Результаты полунепрерывной двухстадийной восстановительной плавки с предварительным обжигом ТМК с содой
 Технологические параметры этапов переработки: окислительный обжиг: t-1000°C, τ-180 мин; твердофазное восстановление: t-1250°C, τ-50 мин; разделительная плавка: t-1650°C, τ-35 мин. Отношение C/Fe в шихте – 0,103; расход Na₂O - 3 % от ТМК

№ опыта	Загружено, г			Получено, г				Выход от ТМК, %			
	ТМК	МШО	МФ	чугун	МШО	МФ	НМФ	чугун	МШО	МФ	НМФ
1	200	1,9	0,2	99,07	8,67	1,6	57,7	49,5	4,33	0,8	28,85
2	200	1,85	0,3	100,1	14,08	0,77	44,2	50,0	7,04	0,38	22,07
3	73,4	5,57	0,58	45,6	1,95	0,15	19,72	62,12	2,66	0,2	26,87
4	111,6	8,45	0,88	69,3	3,65	0,45	27,54	62,07	3,27	0,4	24,67
5	112,5	8,53	0,89	на дне тигля	2,23	-	28,23	на дне тигля	1,98	-	25,1
6	140	7,83	0,6	150,3	4,04	0,38	39,05	59,52	2,89	0,27	27,89
Итого	840	34,33	3,47	464,4	4,04	0,38	216,4	55,3	0,48	0,05	25,8

Таблица 5 - Химический состав НМФ шлака

Химический состав НМФ шлака, %								Выход в шлак, %		
Fe	TiO ₂	Na ₂ O	C	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Fe	TiO ₂	Na ₂ O
1,5	57,0	5,6	7,9	9,42	8,75	5,27	2,7	0,74	94,1	48,1

Таблица 6 - Химический состав чугуна

Химический состав чугуна, %					Выход в чугун, %
C	Ti	Mn	Si	V	V
5,51	0,36	0,35	0,04	0,23	53,0

Разработана двухстадиальная технология восстановительной плавки ТМК с добавками соды, как без окисления, так и с предварительным окислением железа ТМК до гематита. Определены оптимальные технологические параметры: расход спецкокса 8% или отношение $C/Fe = 0,103$; расход Na_2O -3%; температура твердофазного восстановления 1250 °С, выдержка 50 мин; температура плавки 1650 °С, выдержка 35 мин.

Варианты плавков непосредственно ТМК и его окисленного спека имеют практически равные и высокие показатели: выход чугуна от ТМК ~55%, выход шлака 23,3-25,8%, содержание в безуглеродистом шлаке, % вес: Fe 1,0-1,6; TiO_2 62,7-61,9; $Na_2O = 5,85$. Выход TiO_2 в шлак 89,6 – 94,1%, степень возгонки Na_2O – 56,5% в первом и 51,9% во втором варианте. Чугун содержит, %: 5,51 C; 0,36 Ti; 0,35 Mn; 0,04 Si; 0,23V. Выход ванадия в чугун составил 53,0%.

Полученный шлак возможно переработать далее по традиционной хлорной технологии на губчатый титан или гидрохимическими методами для производства пигментного диоксида титана.

Источники

- 1 Вязовецкий Ю.В., Карепов С.В., Иванчук А.В., Ковалевский А.Ф. Тымлайское рудное поле - новая сырьевая база титаномагнетитовых руд в Казахстане // Известия НАН РК. Серия геологическая. – 2009, №3. – С. 40-49.
- 2 Резниченко В.А., Аверин В.В., Олюнина Т.В. Титанаты: научные основы, технология, производство. – Москва: Наука, 2010. – 267с.
- 3 Садыхов Г.Б., Наумова Л.О., Резниченко В.А., Карязин И.А. Влияние соды на фазовые превращения при восстановлении титаномагнетитового концентрата водородом // Металлы. – 1994, №1. – С.9-16.
- 4 Кантемиров М.Д., Найманбаев М.А., Уласюк С.М., Абишева А.А. Термогравиметрические исследования влияния кальцинированной соды на восстановимость титаномагнетитового концентрата // Комплексное использование минерального сырья. – 2013, №.1, – С. 29-35.
- 5 Барзаковский В.П., Лапин В.В., Байкова А.И., Курцева Н.Н. Диаграммы состояния силикатных систем // Справочник. Выпуск четвертый. Тройные окисные системы. - Ленинград: Наука, 1974. – 514 с.
- 6 Морозов А.А., Терехов С.А. Комплексное использование ильменит-титаномагнетитовых руд месторождения Тымлай // Труды Международ. научн.-практич. конф. «Горное дело и металлургия в Казахстане. Состояние и перспективы» посвящ. 100-летию со дня рожд. акад. Байконурова О.А. – Алматы, 2012. – С. 304-308.

Термодинамический анализ системы Cr-As-H₂O

**Омаров Х.Б., Абсат З.Б., Алдабергенова С.К., Сагиндыкова З.Б.,
Рахимжанова Н.Ж., Сиязова А.Б.**

*(Карагандинский государственный университет имени академика Е.А.Букетова,
г. Караганда, Казахстан)*

Впервые рассчитана и построена диаграмма потенциал-рН системы Cr-As-H₂O. Определена область устойчивости арсената хрома. Показано, что данный арсенат довольно устойчивое соединение преимущественно в водной области, однако также существующий в восстановительной и окислительной областях во всем интервале рН. Полученные данные позволяют предположить о возможности вывода из водного раствора мышьяка в труднорастворимой устойчивой форме арсената хрома.

Ключевые слова: термодинамический анализ, диаграмма потенциал-рН, арсенат хрома.

Повышение эффективности производств, оптимизация технологий и улучшение качества выпускаемой продукции невозможны без глубокой проработки их физико-химических основ. Особое место среди фундаментальных теоретических исследований занимает термодинамический анализ, позволяющий относительно верно определить вероятную направленность процесса, порядок окисления, области устойчивости и равновесные соотношения различных соединений. В последние годы применение методов термодинамического анализа в исследованиях процессов металлургического производства и экспериментального обоснования результатов, дало развитие новому научному направлению в области изучения гетерогенных систем [1].

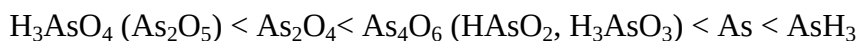
Экспериментальное определение основных характеристик систем как давление, температура, объем, состав, позволяют установить такие немаловажные термодинамические параметры, как теплоемкость, энтропия, энтальпия, энергия Гиббса. В свою очередь, теоретические методы обладают рядом преимуществ, так как позволяют без использования оборудования и проведения трудоемких экспериментов с достаточной точностью определить термодинамические константы и описать состояние системы с учетом различных факторов.

Диаграммы Е-рН применяют для изучения поведения металлов и оксидов в водных растворах, они являются химико-термодинамической основой при решении вопросов об устойчивости того или иного состояния системы и о возможности протекания в ней какой-либо реакции или направленного синтеза [1]. Подобные диаграммы первоначально были рассчитаны Пурбэ для железа, меди и хрома, впоследствии Гареллс и другие исследователи использовали их для оценки поведения различных элементов в природных средах [2].

Аналогичные диаграммы могут быть построены и для других элементов. Используя эти диаграммы, можно определить условия их электрохимического выделения из растворов. В частности, ими можно пользоваться для выбора и обоснования условий синтеза оксидов, гидроксидов, солей и т.д.

С целью изучения свойств арсенатов хрома в окислительно-восстановительной среде нами рассмотрена система Cr-As-H₂O.

В соответствии с диаграммой As-H₂O [3] (рисунок 1) в восстановительной области устойчивы такие соединения мышьяка как AsH₃, AsO⁺, HAsO₂, AsO₂⁻, H₃AsO₃ и его производные, а также элементный мышьяк. При более высоких значениях потенциала, в области существования воды, стабилен оксид As₂O₄. Дальнейшее повышение потенциала приводит к образованию пентаоксида. Анализ данной диаграммы позволяет сделать вывод о том, что мышьяк, его оксосоединения и арсин по увеличению восстановительных свойств можно расположить в следующий ряд:



Мышьяк в окислительной области преимущественно находится в виде мышьяковой кислоты и ее производных; которые также достаточно устойчивы по сравнению с мышьяковистой кислотой и в области устойчивости воды, а в восстановительной области большую область занимает твердый мышьяк и арсин.

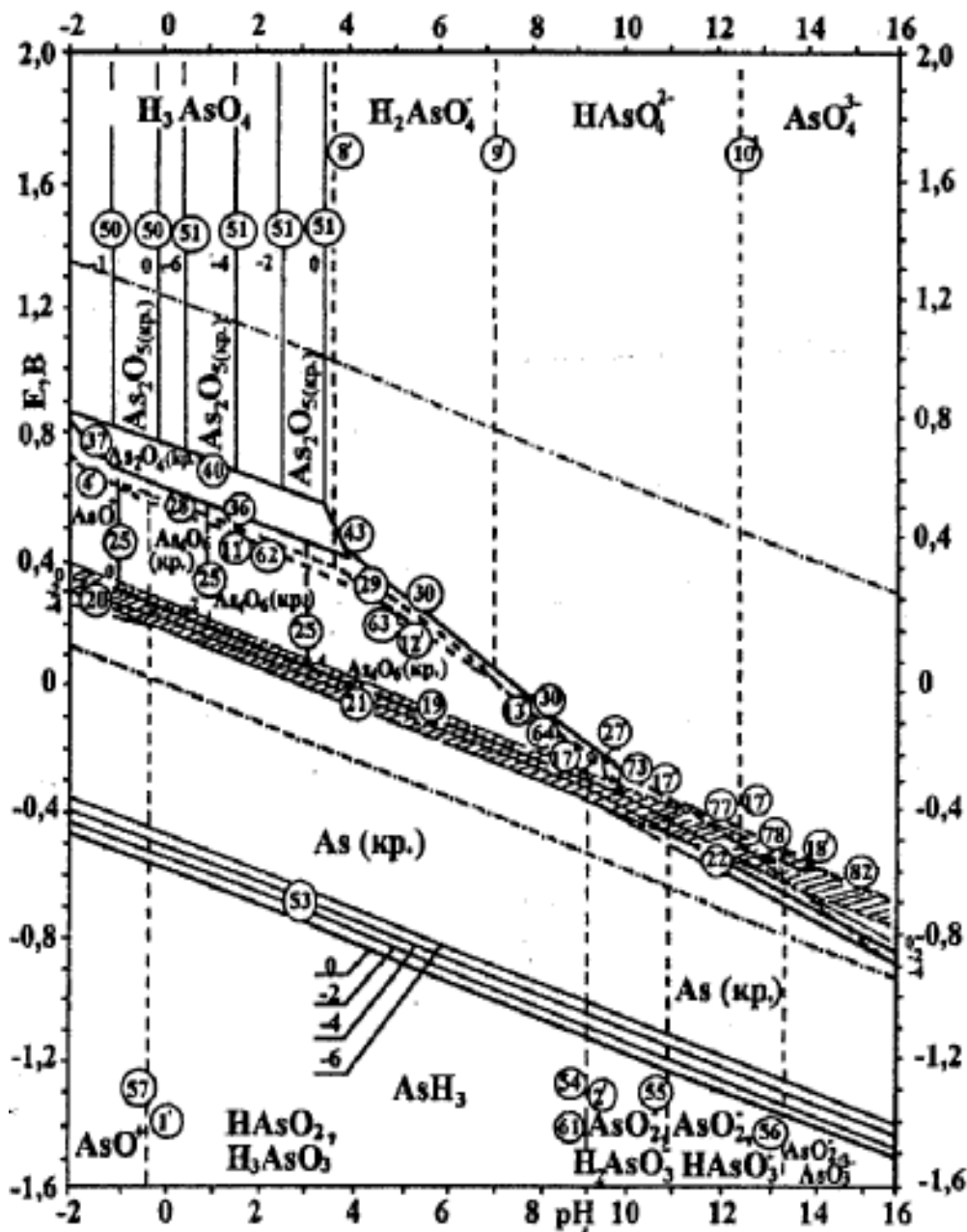


Рисунок 1 – Диаграмма E-pH системы As-H₂O при стандартных условиях

В работе [4] представлена диаграмма системы Cr-H₂O из которой следует, что из соединений хрома в области устойчивости кислорода сосуществуют H₂CrO₄, HCrO₄⁻, CrO₄²⁻, т.е. наиболее устойчивы соединения хрома валентности - VI. В водной области хром находится преимущественно в виде гидроксида (Cr(OH)₃), который также может существовать и в восстановительной области, тогда как металлический хром устойчив только в восстановительной области (рисунок 2).

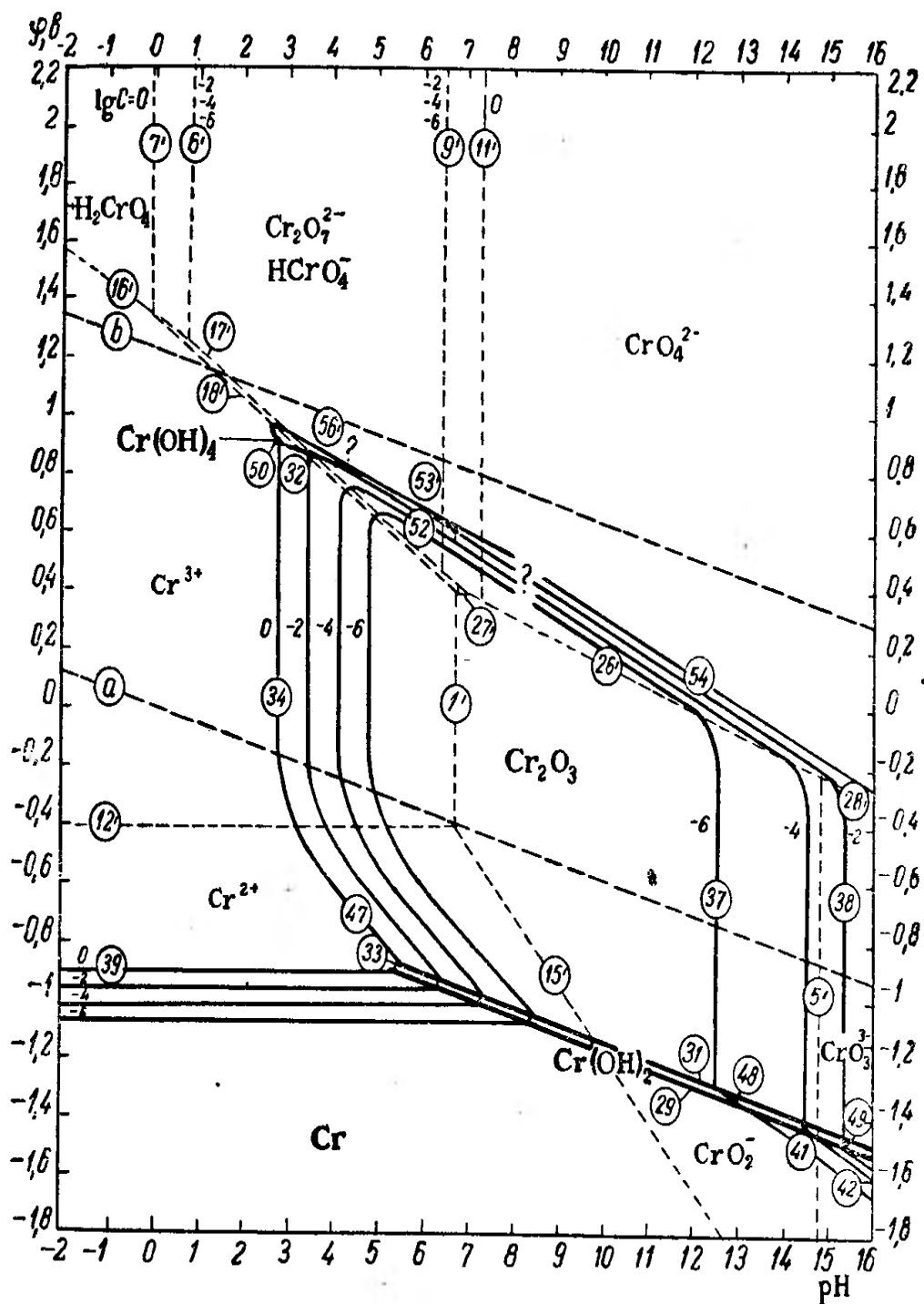


Рисунок 2 – Диаграмма E-pH системы Cr-H₂O при стандартных условиях

На рисунке 3 нами впервые представлена диаграмма E-pH системы Cr-As-H₂O при стандартных условиях (25°C и 1 атм. общего давления) путем совмещения частной диаграммы системы As-H₂O с частной диаграммой системы Cr-H₂O. При расчете использовалось значение приведенного в работе [5] значения изобарно-изотермического потенциала арсената хрома (CrAsO₄). В таблице 1 приведены расчетные уравнения реакций, номера которых соответствуют номерам линий на диаграмме.

Таблица 1 – Расчетные уравнения реакций диаграммы Е-рН системы Cr-As-H₂O

№	Химическая реакция	Электродная реакция
1	$2\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{O}_{2(\text{г})} + 4\text{H}^+_{(\text{ж})} + 4\text{e}$	$E = 1,23 - 0,059\text{pH}$; при $P_{\text{O}_2} = 1\text{ атм.}$
2	$\text{H}_{2(\text{г})} = 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\text{e}$	$E = -0,059/2\lg P_{\text{H}_2} - 0,059\text{pH}$; при $P_{\text{H}_2} = 1\text{ атм.}$
3	$\text{Cr}_{(\text{т})} = \text{Cr}^{2+}_{(\text{ж})} + 2\text{e}$	$E = -0,913 + 0,0295\lg[\text{Cr}^{2+}]$
4	$\text{Cr}_{(\text{т})} + 3\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{Cr}(\text{OH})_{3(\text{т})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\text{e}$	$E = -0,654 - 0,059\text{pH}$
5	$\text{Cr}^{2+}_{(\text{ж})} + 3\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{Cr}(\text{OH})_{3(\text{т})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})} + \text{e}$	$E = -0,136 - 0,059\lg[\text{Cr}^{2+}] - 0,177\text{pH}$
6	$\text{Cr}^{2+}_{(\text{ж})} - \text{e} = \text{Cr}^{3+}_{(\text{ж})}$	$E = 0,4 + 0,059\lg[\text{Cr}^{3+}] - 0,059\lg[\text{Cr}^{2+}]$
7	$\text{Cr}^{3+}_{(\text{ж})} + 3\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{Cr}(\text{OH})_{3(\text{т})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K = \lg[\text{Cr}^{3+}] - 3\text{pH}$; $\text{pH} = 1,2$
8	$\text{HCrO}_4^-_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})} = \text{CrO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + 2\text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K = \lg[\text{CrO}_4^{2-}] - \lg[\text{HCrO}_4^-]$
9	$\text{H}_2\text{CrO}_{4(\text{т})} = \text{HCrO}_4^-_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K = \lg[\text{HCrO}_4^-] - \lg[\text{H}_2\text{CrO}_4]$; $\text{pH} = 0,75$
10	$\text{AsH}_{3(\text{г})} = \text{As}_{(\text{т})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\text{e}$	$E = -0,24 - 0,059\text{pH}$
11	$\text{H}_3\text{AsO}_{4(\text{ж})} = \text{H}_2\text{AsO}_4^-_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg[\text{H}_2\text{AsO}_4^-] / \lg[\text{H}_3\text{AsO}_4] = 2,2 - \text{pH}$; $\text{pH} = 2,2$
12	$\text{H}_2\text{AsO}_4^-_{(\text{ж})} = \text{HAsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg[\text{HAsO}_4^{2-}] / \lg[\text{H}_2\text{AsO}_4^-] = 7,0 - \text{pH}$; $\text{pH} = 7,0$
13	$\text{HAsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} = \text{AsO}_4^{3-}_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg[\text{AsO}_4^{3-}] / \lg[\text{HAsO}_4^{2-}] = 11,54 - \text{pH}$; $\text{pH} = 11,54$
14	$\text{CrAsO}_{4(\text{т})} + 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{AsO}_4^{3-}_{(\text{ж})} + \text{CrO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + 8\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\text{e}$	$E = 2,32 - 0,097\lg[\text{CrO}_4^{2-}] - 0,097\lg[\text{AsO}_4^{3-}] - 0,157\text{pH}$
15	$\text{CrAsO}_{4(\text{т})} + 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{HAsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + \text{CrO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + 7\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\text{e}$	$E = 2,09 - 0,097\lg[\text{CrO}_4^{2-}] - 0,097\lg[\text{HAsO}_4^{2-}] - 0,138\text{pH}$
16	$\text{CrAsO}_{4(\text{т})} + 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{H}_2\text{AsO}_4^-_{(\text{ж})} + \text{CrO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + 6\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\text{e}$	$E = 1,96 - 0,097\lg[\text{CrO}_4^{2-}] - 0,097\lg[\text{H}_2\text{AsO}_4^-] - 0,118\text{pH}$
17	$\text{CrAsO}_{4(\text{т})} + 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{H}_2\text{AsO}_4^-_{(\text{ж})} + \text{HCrO}_4^- + 5\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\text{e}$	$E = 1,83 - 0,097\lg[\text{HCrO}_4^-] - 0,097\lg[\text{H}_2\text{AsO}_4^-] - 0,098\text{pH}$
18	$\text{CrAsO}_{4(\text{т})} + 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{H}_3\text{AsO}_{4(\text{ж})} + \text{HCrO}_4^-_{(\text{ж})} + 4\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\text{e}$	$E = 1,79 - 0,097\lg[\text{HCrO}_4^-] - 0,097\lg[\text{H}_3\text{AsO}_4] - 0,079\text{pH}$
19	$\text{CrAsO}_{4(\text{т})} + 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{H}_3\text{AsO}_{4(\text{ж})} + \text{H}_2\text{CrO}_{4(\text{ж})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\text{e}$	$E = 1,86 - 0,097\lg[\text{H}_2\text{CrO}_4] - 0,097\lg[\text{H}_3\text{AsO}_4] - 0,059\text{pH}$
20	$\text{As}_{(\text{т})} + \text{Cr}(\text{OH})_{3(\text{т})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{CrAsO}_{4(\text{т})} + 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\text{e}$	$E = -0,06 - 0,059\text{pH}$
21	$\text{As}_{(\text{т})} + \text{Cr}^{3+}_{(\text{ж})} + 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{CrAsO}_{4(\text{т})} + 8\text{H}^+_{(\text{ж})} + 5\text{e}$	$E = 0,12 + 0,0118\lg[\text{Cr}^{3+}] - 0,094\text{pH}$

В восстановительной области образование арсената хрома возможно в результате взаимодействия гидроксида хрома $\text{Cr}(\text{OH})_3$ и мышьяка (реакция 20). В сильноокислых средах ион Cr^{3+} также может реагировать с мышьяком (реакция 21).

Образование арсената хрома возможно согласно реакций (14-19). Мышьяковая кислота и ее производные (AsO_4^{3-} , HAsO_4^{2-} , H_2AsO_4^-), реагируя с хромовой кислотой и ионами ее диссоциации (CrO_4^{2-} , HCrO_4^-), также может образовывать арсенат хрома.

Таким образом, проведенный анализ диаграммы Е-рН системы Cr-As-H₂O показывает, что арсенат хрома CrAsO_4 - устойчивое соединение. Область существования данного соединения находится преимущественно в водной и окислительной областях, однако также возможно его присутствие и в восстановительной среде.

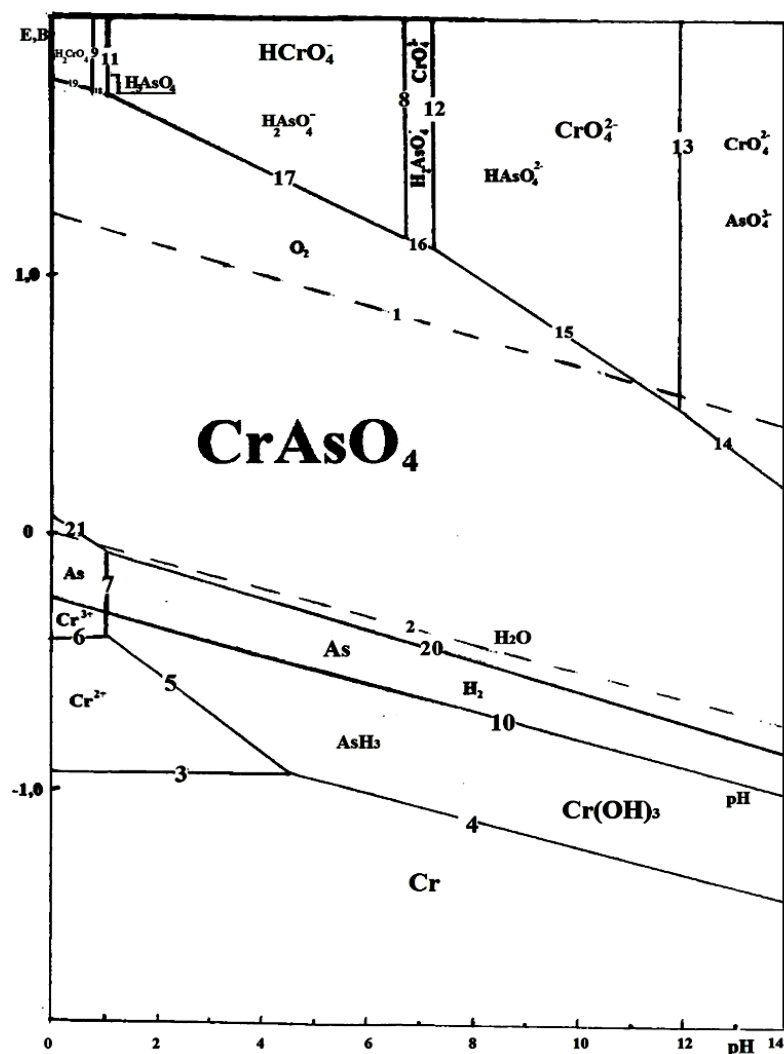


Рисунок 3 – Диаграмма E-pH системы $\text{CrAsO}_4\text{-H}_2\text{O}$

Анализ полученной диаграммы позволяет предположить возможность применения хромсодержащих соединений в качестве осадителя мышьяка в форме арсената хрома из кислых растворов.

Источники

- 1 Касенов Б.К., Алдабергенов М.К., Пашинкин А.С. Термодинамические методы в химии и металлургии, Алматы: Рауан, 1994. – 126 с.
- 2 Гаррелс Р.И., Крайст И.А. Растворы, минералы, равновесия. – М.: Мир, 1968. – 386 с.
- 3 Жамбеков М.И. E-pH диаграмма системы $\text{As-H}_2\text{O}$ //Вестник КарГУ, № 3, 1997. – С.106-114.
- 4 Справочник химика. Под ред. Никольского Б.П. – Л: Наука. – Т.3.,1971. – 1008 с.
- 5 Glaskova O., Azaroual M., Piantone P. Arsenic behaviour in subsurface hydrogeochemical systems - a critical review of thermodynamic data for minerals and aqueous species of arsenic. BRGM Report R 40629, 1999. – 47 p.

Термодинамический анализ систем марганец-As(Sb, Bi)-H₂O

Омаров Х.Б., Алдабергенова С.К., Абсам З.Б., Рахимжанова Н.Ж., Сиязова А.Б.
(Карагандинский государственный университет имени академика Е.А. Букетова
г. Караганда, Казахстан)

Проведен термодинамический анализ систем Mn-As-H₂O, Mn-Sb-H₂O, Mn-Bi-H₂O посредством расчета и построения диаграммы E-pH и парциальных давлений, где наглядно показаны области устойчивости и границы образования арсенатов, антимонатов и висмутатов марганца.

Ключевые слова: диаграмма E-pH, диаграмма парциальных давлений, мышьяк, сурьма, висмут, арсенаты, антимонаты, висмутаты марганца.

При производстве цветных металлов мышьяк, сурьма и висмут - вредные примеси. В процессе электролиза меди происходит их переход из анодной меди в раствор и загрязнение ими электролита. Накопление значительных количеств вредных примесей в электролите может привести к повышению сопротивления и вязкости раствора, а также перерасходу электроэнергии, в связи с чем, часть выводится из оборота и очистки электролитов медеплавильного производства.

В мировой практике для этих целей используют различные методы, анализ которых показывает, что до сих пор вопрос очистки электролитов практически не решен, так как применяемые способы не позволяют достичь глубокой степени очистки растворов. Мышьяк-, сурьма-, и висмутсодержащие соединения циркулируют во многих металлургических переделах цветной металлургии, усложняя протекание технологических процессов, тем самым снижая их экономическую эффективность.

Разработка технологии комплексной переработки медного электролита с выводом мышьяка, сурьмы и висмута в экологически безопасных формах требует проведения предварительного термодинамического анализа с целью прогнозирования поведения компонентов медного электролита в процессе очистки.

С целью теоретического обоснования физико-химических закономерностей процесса гидролитического осаждения мышьяка, сурьмы и висмута из медного электролита марганецсодержащими соединениями проведен термодинамический анализ систем Mn-As-H₂O, Mn-Sb-H₂O, Mn-Bi-H₂O посредством расчета и построения диаграмм E-pH и парциальных давлений, где наглядно показаны области устойчивости и границы образования арсенатов, антимонатов и висмутатов марганца. Анализ данных диаграмм позволит решить ряд вопросов, связанных с протеканием химических реакций в изучаемых системах, направлением реакций и устойчивостью составляющих фаз, оценить термодинамическое поведение химических элементов и их соединений, установить пределы потенциала и pH, внутри которых данное соединение должно быть устойчивым, выявить химическую природу продуктов окисления, восстановления.

На рисунке 1 представлена диаграмма E-pH системы Mn-As-H₂O при стандартных условиях (25°C и 1 атм. общего давления), впервые построенная с учетом всех форм орто- и метамышьяковой кислот частной диаграммы E-pH системы As-H₂O и диаграммы E-pH системы Mn-H₂O. На диаграмме E-pH линии 1, 2 отвечают верхней (окислительная среда) и нижней (восстановительная среда) границам устойчивости воды. Все уравнения реакций системы As-H₂O обозначены штрихпунктирными линиями. В окислительной области основной формой мышьяка в пределах pH 0-2,19 является недиссоциированная H₃AsO₄, в интервале pH равном 2,19 до 6,79 - H₂AsO₄⁻, при значениях pH от 6,79 до 11,51 - доминирует HAsO₄²⁻-ион. При pH >11,51 появляется AsO₄³⁻-анион. В восстановительной среде устойчивой является недиссоциированная H₃AsO₃ - мышьяковистая кислота, которая при повышении pH сменится ионами H₂AsO₃⁻, HAsO₃²⁻, и AsO₃³⁻. Окисление H₃AsO₃ при увеличении

значений потенциала приведет к образованию ионов H_3AsO_4 , H_2AsO_4^- или HAsO_4^{2-} ; а H_2AsO_3^- может окисляться до HAsO_4^{2-} и AsO_4^{3-} (табл.1).

Таблица 1 – Уравнения взаимодействий системы Mn-As- H_2O

№	Химическая реакция	Электродная реакция
1	$\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{O}_{2(\text{г})} + 4\text{H}^+_{(\text{ж})} + 4\bar{\text{e}}$	$E = 1,23 - 0,059\text{pH}$
2	$\text{H}_{2(\text{г})} = 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = -0,059\text{pH}$
3	$\text{H}_3\text{AsO}_{3(\text{ж})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{H}_3\text{AsO}_4 + 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 0,586 - 0,059\text{pH}$
4	$\text{H}_3\text{AsO}_{4(\text{ж})} = \text{H}_2\text{AsO}_4^-_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = -\text{pH}; \text{pH} = 2,2$
5	$\text{H}_2\text{AsO}_3^-_{(\text{ж})} = \text{HAsO}_3^{2-}_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = -\text{pH}; \text{pH} = 12,1$
6	$\text{HAsO}_3^{2-}_{(\text{ж})} = \text{H}^+_{(\text{ж})} + \text{AsO}_3^{3-}_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = -\text{pH}; \text{pH} = 13,4$
7	$\text{H}_2\text{AsO}_3^-_{(\text{ж})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{AsO}_4^{3-}_{(\text{ж})} + 4\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 0,925 - 0,118\text{pH}$
8	$\text{HAsO}_3^{2-}_{(\text{ж})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{AsO}_4^{3-}_{(\text{ж})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 0,567 - 0,088\text{pH}$
9	$\text{As}_{(\text{т})} + 3\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{HAsO}_3^{2-}_{(\text{ж})} + 5\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\bar{\text{e}}$	$E = 0,65 + 0,02\lg[\text{HAsO}_3^{2-}] - 0,1\text{pH}$
10	$\text{AsO}_3^{3-}_{(\text{ж})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{AsO}_4^{3-}_{(\text{ж})} + 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 0,170 - 0,059\text{pH}$
11	$\text{As}_{(\text{т})} + 3\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{AsO}_3^{3-}_{(\text{ж})} + 6\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\bar{\text{e}}$	$E = 0,892 - 0,118\text{pH}$
12	$\text{HAsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} = \text{H}^+_{(\text{ж})} + \text{AsO}_4^{3-}_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = -\text{pH}; \text{pH} = 11,5$
13	$\text{H}_2\text{AsO}_4^-_{(\text{ж})} = \text{HAsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = -\text{pH}; \text{pH} = 6,7$
14	$\text{H}_2\text{AsO}_3^-_{(\text{ж})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{HAsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 0,585 - 0,088\text{pH}$
15	$\text{As}_{(\text{т})} + 3\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{H}_2\text{AsO}_3^-_{(\text{ж})} + 4\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\bar{\text{e}}$	$E = 0,41 + 0,02\lg[\text{H}_2\text{AsO}_3^-] - 0,08\text{pH}$
16	$\text{As}_{(\text{т})} + 3\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{H}_3\text{AsO}_{3(\text{ж})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\bar{\text{e}}$	$E = 0,23 + 0,02\lg[\text{H}_3\text{AsO}_3] - 0,06\text{pH}$
17	$\text{AsH}_{3(\text{г})} = \text{As}_{(\text{т})} + 3\text{H}^+_{(\text{ж})} + 3\bar{\text{e}}$	$E = -0,627 - 0,059\text{pH}$
18	$\text{H}_3\text{AsO}_{3(\text{ж})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{HAsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + 4\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 0,858 - 0,118\text{pH}$
19	$\text{H}_3\text{AsO}_{3(\text{ж})} = \text{H}_2\text{AsO}_3^-_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = -\text{pH}; \text{pH} = 9,2$
20	$\text{H}_3\text{AsO}_{4(\text{ж})} = \text{H}_2\text{AsO}_4^-_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = -\text{pH}; \text{pH} = 2,2$
21	$\text{Mn}^{2+}_{(\text{ж})} + 2\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{MnO}_{2(\text{т})} + 4\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 1,258 - 0,118\text{pH}$
22	$\text{Mn}_2\text{O}_{3(\text{т})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = 2\text{MnO}_{2(\text{т})} + 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 1,014 - 0,059\text{pH}$
23	$2\text{Mn}^{2+}_{(\text{ж})} + 3\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{Mn}_2\text{O}_{3(\text{т})} + 6\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 1,502 - 0,177\text{pH}$
24	$3\text{Mn}^{2+}_{(\text{ж})} + 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{Mn}_3\text{O}_4_{(\text{т})} + 8\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 1,912 - 0,236\text{pH}$
25	$2\text{Mn}_3\text{O}_{4(\text{т})} + \text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = 3\text{Mn}_2\text{O}_{3(\text{т})} + 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 0,689 - 0,059\text{pH}$
26	$3\text{Mn}(\text{OH})_{2(\text{т})} = \text{Mn}_3\text{O}_{4(\text{т})} + 2\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} + 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 0,402 - 0,059\text{pH}$
27	$\text{Mn}^{2+}_{(\text{ж})} + 2\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} = \text{Mn}(\text{OH})_{2(\text{т})} + 2\text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = -\lg[\text{Mn}^{2+}] - 2\text{pH}; \text{pH} = 8$
28	$\text{Mn}(\text{OH})_{2(\text{т})} = \text{HMnO}_2^-_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$\lg K_p = \lg[\text{HMnO}_2^-] - \text{pH}; \text{pH} = 12,9$
29	$3\text{HMnO}_2^-_{(\text{ж})} + \text{H}^+_{(\text{ж})} = \text{Mn}_3\text{O}_{4(\text{т})} + 2\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 1,317 + 0,295\text{pH}$
30	$3\text{Mn}^{2+}_{(\text{ж})} + \text{H}_2\text{AsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} =$ $= \text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{т})} + 4\text{H}^+_{(\text{ж})}$	$\lg K_p = 4 - 4\text{pH}; \text{pH} = 3,4$
31	$3\text{Mn}^{2+}_{(\text{ж})} + \text{H}_3\text{AsO}_{3(\text{ж})} + 10\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} =$ $= \text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{т})} + 10\text{H}^+_{(\text{ж})} + 4\bar{\text{e}}$	$E = 0,7817$
32	$3\text{Mn}(\text{OH})_{2(\text{т})} + 2\text{As}_{(\text{т})} + 10\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} =$ $= \text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{т})} + 10\text{H}^+_{(\text{ж})} + 10\bar{\text{e}}$	$E = 0,1826 - 0,0595\text{pH}$
33	$3\text{Mn}_2\text{O}_{3(\text{т})} + 4\text{HAsO}_4^{2-}_{(\text{ж})} + 7\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} =$ $= 2\text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{т})} + 2\text{H}^+_{(\text{ж})} + 10\bar{\text{e}}$	$E = -0,904 - 0,0118\text{pH}$
34	$\text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{т})} = \text{Mn}_3\text{O}_{4(\text{т})} + 2\text{AsO}_4^{3-}_{(\text{ж})} +$ $+ 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} + 8\text{H}^+_{(\text{ж})} + 2\bar{\text{e}}$	$E = 2,59 - 0,236\text{pH}$
35	$3\text{Mn}(\text{OH})_{2(\text{т})} + 2\text{AsO}_4^{3-}_{(\text{ж})} + 2\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} + 6\text{H}^+_{(\text{ж})} =$ $= \text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{т})}$	$\lg K_p = -2\lg[\text{AsO}_4^{3-}] + 6\text{pH}; \text{pH} = 12,5$
36	$\text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{т})} = 3\text{Mn}(\text{OH})_{2(\text{т})} + 2\text{HAsO}_3^{2-}_{(\text{ж})} +$ $+ 4\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})}$	$E = -0,552$
37	$3\text{Mn}^{2+}_{(\text{ж})} + 2\text{As}_{(\text{т})} + 16\text{H}_2\text{O}_{(\text{ж})} =$ $= \text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}_{(\text{т})} + 16\text{H}^+_{(\text{ж})} + 10\bar{\text{e}}$	$E = 0,466 - 0,0944\text{pH}$

Все уравнения реакций (от 21 до 29) системы Mn-H₂O обозначены сплошными линиями, с помощью которых показаны взаимодействия и области существования ионов марганца: Mn²⁺, Mn(OH)₂, HMnO₂⁻ и оксидов марганца Mn₂O₃, Mn₃O₄, MnO₂. Уравнения реакций под номером от 30 до 37 отвечают области существования арсената марганца состава Mn₃(AsO₄)₂ · 8H₂O, границы которого выделены сплошными жирными линиями (построены в строгом соответствии систем As-H₂O и Mn-H₂O).

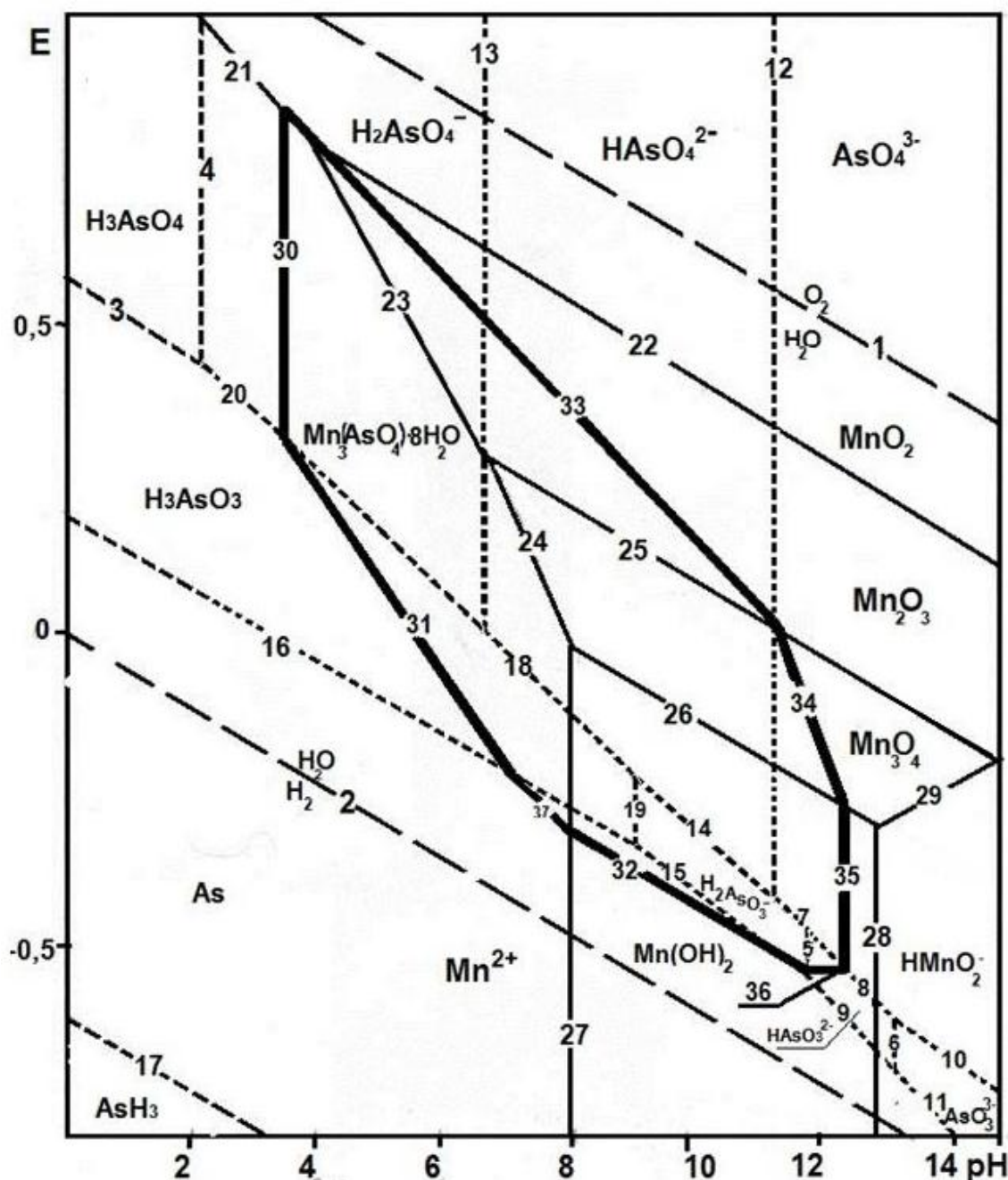


Рисунок 1 – Диаграмма Е-рН системы Mn-As-H₂O

Анализ диаграммы Е-рН показывает: арсенат марганца состава $Mn_3(AsO_4)_2 \cdot 8H_2O$ занимает область устойчивости в пределах рН от 3,45 (линия 30) до 12,5 (линия 35) и величины окислительно-восстановительного потенциала от -0,52 В (линии 32, 35, 36) до + 0,77 В (линии 30, 33). Арсенат марганца данного состава устойчив в достаточно широких пределах, однако в сильноокислой среде ($pH < 3,45$) и сильнощелочной среде ($pH > 12,5$) при стандартных условиях возможно его разложение соответственно на

ионы марганца и мышьяковую кислоту, и на гидроксид марганца и арсенат-ион.

Рассчитаны и построены также диаграммы Е-рН систем Mn-Sb-H₂O и Mn-Bi-H₂O. На диаграмме Е-рН системы Mn-Sb-H₂O определены области существования Mn₂Sb₂O₇ и Mn₃(SbO₄)₂. Диаграмма Е-рН системы Mn-Bi-H₂O позволила отразить следующие вивсмутаты: Mn₈Bi₄₀O₇₂, BiMnO₃, Bi₂Mn₄O₉, Bi₃Mn₅O₁₂. Анализ систем показывает высокую устойчивость данных соединений и возможность синтеза данных соединений как твердофазным, так и гидрохимическим способами, что подтверждается известными литературными данными [1, 2].

На основе диаграмм парциальных проведен термодинамический анализ мышьяк-, висмут-, сурьмусодержащих соединений марганца для систем Mn-O₂-SO₂-As₂, Mn-O₂-SO₂-Bi₂, Mn-O₂-SO₂-Sb₂, с помощью которого можно выявить условия образования, устойчивости различных соединений марганца при 25°C и 1 атм. Взаимоотношения между оксидами и сульфатом марганца показаны на плоскости lgP_{SO₂}-lgP_{O₂}, которая является основой для расчета и построения объемных диаграмм парциальных давлений следующих систем Mn-O₂-SO₂-As₂, Mn-O₂-SO₂-Bi₂, Mn-O₂-SO₂-Sb₂.

На рисунке 2 приведена объемная диаграмма парциальных давлений для системы Mn-O₂-SO₂-As₂, где линии а, b- верхняя и нижняя границы устойчивости воды. Область выше линии а соответствует окислительной, ниже линии b - восстановительной среде (рис.2, табл.2).

Таблица 2 – Уравнения реакций диаграммы парциальных давлений системы Mn-O₂-SO₂-As₂

№ реакции	Уравнение реакции	ΔG°, ккал /моль	lg P _{O₂}	lg P _{SO₂}	lg P _{As₂}
1	Mn+0,5O ₂ =MnO	-86,8	-127,3	-	-
2	MnO+0,5O ₂ =Mn ₃ O ₄	-45,8	-67,16	-	-
3	3Mn ₂ O ₃ =2Mn ₃ O ₄ +0,5O ₂	24,5	-35,92	-	-
4	2MnO ₂ =Mn ₂ O ₃ +0,5O ₂	9,9	-14,52	-	-
5	Mn+SO ₂ +O ₂ =MnSO ₄	-156,69	-114,9	-114,9	-
6	MnO+SO ₂ +0.5O ₂ =MnSO ₄	-69,89	-102,5	-51,24	-
7	Mn ₃ O ₄ +3SO ₂ +O ₂ =3MnSO ₄	-163,87	-120,14	-40	-
8	Mn ₂ O ₃ +2SO ₂ +0,5O ₂ =2MnSO ₄	-101,08	-148,2	-37,05	-
9	MnO ₂ +SO ₂ =MnSO ₄	-45,59	-	-33,4	-
10	3Mn+As ₂ +4O ₂ +8H ₂ O=Mn ₃ (AsO ₄) ₂ ·8H ₂ O	-530,8	-97,3	-	-390
11	3MnO+As ₂ +2,5O ₂ +8H ₂ O=Mn ₃ (AsO ₄) ₂ ·8H ₂ O	-270,4	-80	-	-198
12	Mn ₃ O ₄ +As ₂ +2O ₂ +8H ₂ O=Mn ₃ (AsO ₄) ₂ ·8H ₂ O	-224,6	-82	-165	-
13	Mn ₂ O ₃ +2As ₂ +3,5O ₂ +16H ₂ O=2Mn ₃ (AsO ₄) ₂ ·8H ₂ O	-424,7	-88,9	-156	-
14	3MnO ₂ +As ₂ +O ₂ +8H ₂ O=Mn ₃ (AsO ₄) ₂ ·8H ₂ O	-197,2	-144,6	-144,6	-
15	3MnSO ₄ +As ₂ +O ₂ +8H ₂ O=Mn ₃ (AsO ₄) ₂ ·8H ₂ O+3SO ₂	-60,73	-	-14,74	22,11

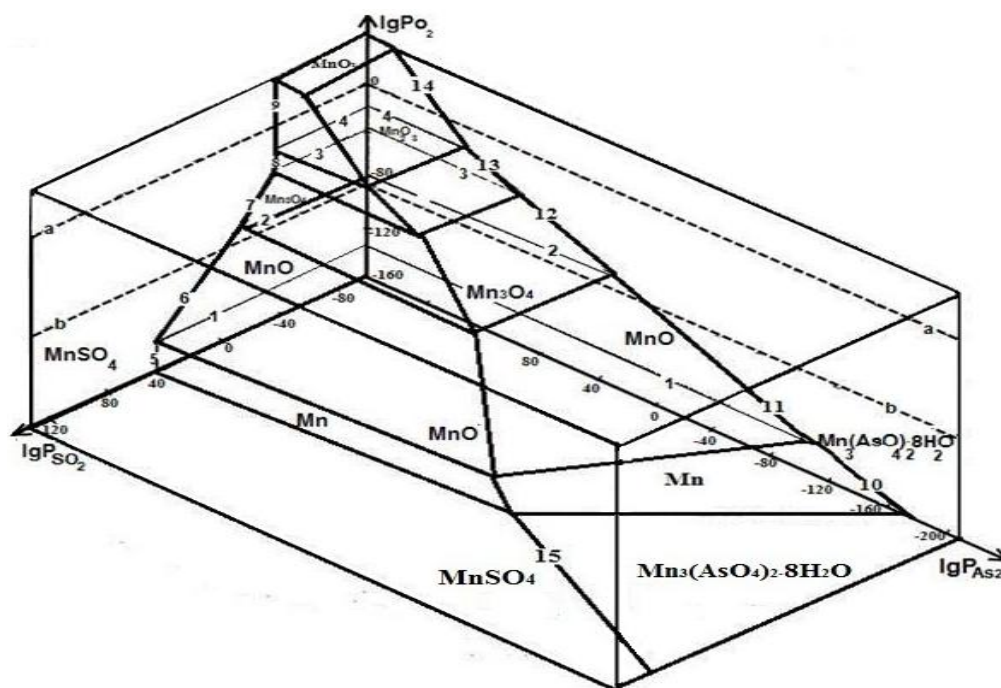


Рисунок 2 – Диаграмма парциальных давлений системы $\text{Mn-O}_2\text{-SO}_2\text{-As}_2$

Согласно реакции 1, взаимодействуя с кислородом, марганец образует оксид марганца (MnO), с оксидом серы (реакция 5) – сульфат марганца (MnSO_4), с газообразным мышьяком (реакция 10) арсенат марганца $\text{Mn}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$. Арсенат марганца имеет обширную зону существования, которая охватывает восстановительную, водную и окислительную области. Области устойчивости сульфата и арсената марганца разграничиваются реакцией 15, согласно которой область устойчивости арсената марганца с увеличением $\lg P_{\text{As}_2}$ уверенно возрастает.

Рассчитанная и построенная объемная диаграмма парциальных давлений для системы $\text{Mn-O}_2\text{-SO}_2\text{-Bi}_2$ позволила определить устойчивость манганита висмута BiMnO_3 , который имеет область существования, охватывающую восстановительную, водную и окислительную области.

Диаграмма парциальных давлений для системы $\text{Mn-O}_2\text{-SO}_2\text{-Sb}_2$ позволила определить область существования $\text{Mn}_3(\text{SbO}_4)_2$, имеющую обширную зону устойчивости, охватывающую восстановительную, водную и окислительную области.

Таким образом, на основе результатов термодинамического анализа с использованием диаграмм $E\text{-pH}$ и парциальных давлений можно утверждать, что арсенаты, антимонаты и висмутаты марганца – устойчивые соединения в кислой среде. Практическая ценность данных исследований будет апробирована лабораторными опытами по очистке медного электролита от мышьяка, сурьмы и висмута марганецсодержащими осадителями.

Источники

- 1 Atou T., Chiba H., Ohoyama K., Yamaguchi Y., Syono Y., Structure determination of ferromagnetic perovskite // Solid State Chem. – 1999. – 145. – P. 639-642.
- 2 Тарасенко Т.Н., Кравченко З.Ф., Каменев В.И., Галяс А.И., Демиденко О.Ф., Игнатенко О.В., Маковецкий Г.И., Янушкевич К.И. Кристаллическая структура и магнитные свойства наноразмерных порошков и пленок мультиферроика BiMnO_3 : влияние давления и замещения лантаном // Физика и техника высоких давлений. – 2010. – Т.20, №4. – С. 70-79.

Исследование процесса гидропиролиза фракции смолы ТОО «Сары-Арка спецкокс» в присутствии катализатора обогащенного оксида железа (Fe_2O_3)

Ордабаева А.Т., Мейрамов М.Г.

(Институт органического синтеза и углехимии РК, г. Караганда, Казахстан)

Изучен процесс гидропиролиза фракции смолы ТОО «Сары-Арка спецкокс (САС)» в присутствии отходов листопрокатного производства АО «Арселор Миттал Темиртау» и сланцев Шубаркольского месторождения. Показано, что добавление сланцев снижает концентрацию основных фенолов в конечном продукте гидропиролиза фракции.

Ключевые слова: гидропиролиз, фракция смолы, сланцы, катализатор.

Анализ состояния в топливно-перерабатывающей промышленности Республики Казахстан и стран СНГ показал, что гидрогенизация тяжелого углеводородного сырья (уголь, каменноугольная смола, сланцы, тяжелые нефтяные остатки и др.) в основном направлена для получения моторного и котельного топлива, смазочных масел и химических продуктов [1, 2].

Первичная смола ТОО «САС» является вторичным продуктом коксохимического производства и вырабатывается в количестве около 25 тысяч тонн в год. Высокое (>20%) содержание фенолов является препятствием при реализации данной продукции, что ведет к накоплению ее на месте производства и губительно влияет на окружающую среду [3, 4]. Первичная каменноугольная смола «САС» по основным параметрам (физико-химические свойства, содержание кислородсодержащих компонентов) соответствует тяжелым нефтяным остаткам.

В качестве одной из каталитических составляющих предполагается использовать алюмосиликатные сланцы Шубаркольского месторождения. Во вскрышных породах Шубаркольского месторождения складируются сланцы, не находящие на данный период практического применения. Обладая высокой теплотворной способностью горючей массы, сланцы вследствие огромного количества золы являются одним из низкосортных топлив и обычно используются как топливо при условии сжигания их на месте добычи без сколько-нибудь значительных транспортировок. Большой процент водорода и выход летучих на горючую массу, достигающей до 80%, дают возможность утилизировать сланцы как сырье для газификации, а также для химической переработки с целью получения разного рода масел, моторного топлива, химических продуктов и горючего газа [5]. Сотрудниками Санкт-Петербургского государственного технического университета разработан способ термохимической переработки тяжелых нефтяных остатков в присутствии термически- или каталитически активных донорно-водородных добавок, выбранных из рядовых или обогащенных сланцев, в том числе и алюмосиликатного типа АО «Шубарколь-Комир», в среде водорода.

По данным казахстанского НИИ «новых химических технологий и материалов», известно как минимум о 25 месторождениях горючих сланцев, относящихся к отложениям верхнего девона, нижнего карбона, верхнего палеозоя, средней и верхней юры и палеогена. Они различны по составу исходного вещества и условиям формирования, что в значительной степени предопределило их количественно-технологическую характеристику. Месторождения горючих сланцев в РК изучены крайне слабо.

Для этого методом диспергирования было проведено измельчение и размол сланцев Шубаркольского месторождения и в аккредитованной лаборатории аналитической химии Химико-металлургического института им. Ж. Абишева исследован химический анализ сланцев. Результаты анализов приведены в таблице 1.

Основной неорганической составляющей сланцев являются оксиды алюминия и кремния, которые, как известно, используются в качестве подложки или наполнителя для катализаторов. В то же время органическая составляющая сланцев Шубаркольского разреза, содержащая до 43–45% летучих, участвует в процессе как углеводородное сырье.

**Таблица 1 – Результаты химического анализа сланцев
Шубаркольского месторождения**

Содержание в %						
SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	C	S
46,39	25,28	4,16	0,87	1,56	11,56	0,306

Нами была проведена наработка фракции с температурой кипения до 270⁰С методом прямой перегонки исходной каменноугольной смолы со следующими физико-химическими характеристиками: плотность – 1042 кг/м³, зольность - 0,1%, содержание фенолов - > 20%, содержание нафталина – следы. Для этого было взято 5000 мл каменноугольной смолы и получено 300 мл фракции с температурой кипения до 270⁰С.

На рисунке 1 приведена хроматограмма фракции до 270⁰С, в таблице 2 показан индивидуальный состав основных продуктов фракции до 270⁰С.

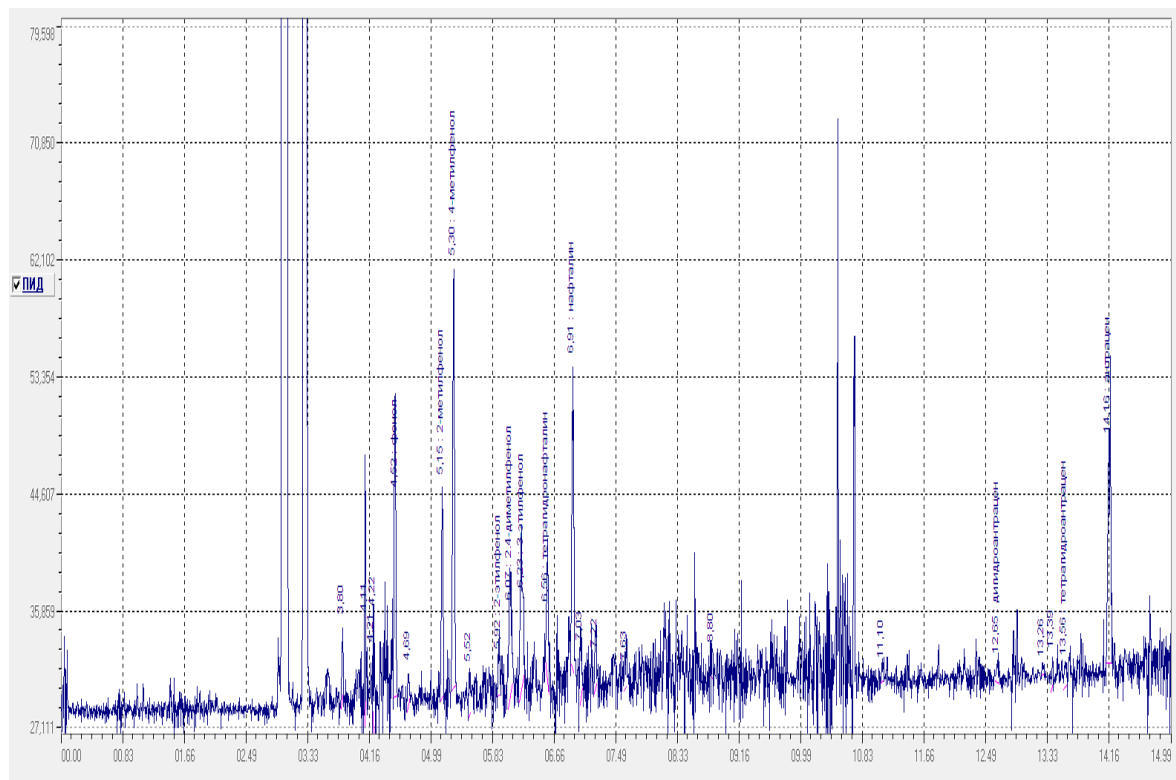


Рисунок 1 – Хроматограмма фракции до 270⁰С

Таблица 2 – Состав основных продуктов фракции до 270⁰С

Время удерживания, мин	Наименование соединения	Содержание, масс. %
4,53	Фенол	11,02
5,15	2-метилфенол	7,43
5,30	4-метилфенол	16,34
5,92	2-этилфенол	1,52
6,07	2,4-диметилфенол	7,49
6,23	3-этилфенол	8,31
6,56	тетрагидронафталин	5,75
6,91	нафталин	11,04
12,65	дигидроантрацен	0,89
13,56	тетрагидроантрацен	1,13

Из данных таблицы 2 видно, что во фракции содержание основных фенолов составляет 52,11%.

Гидропирилиз фракции до 270⁰С смолы при температуре 375⁰С и времени процесса - 30 минут в присутствии обогащенного оксида железа (Fe₂O₃) и оксида железа модифицированного серой в среде водорода (FeS₂), проводили в двух направлениях: 1 с добавлением сланца Шубаркольского месторождения; 2 без его добавки.

В качестве исходного материала для катализатора термической переработки тяжелого углеводородного сырья нами использовались отходы листопрокатного производства АО «Арселор Миттал Темиртау». По данным первичного анализа продукт содержит 89,7% гематита (Fe₂O₃). Кроме того, в составе присутствует хлорид железа III валентного и в незначительных количествах хлориды марганца и хрома. Исходный продукт с целью удаления хлоридов подвергали термической обработке при температуре 700⁰С. По данным рентгено-фазового анализа (РФА) (ДРОН-2,0) содержание основного составляющего - оксида железа III увеличилось до 98,5%.

За начало реакции считали момент достижения автоклавом рабочей температуры. Скорость нагрева автоклава составляла 10⁰С в минуту. Фракцию каменноугольной смолы, катализатор и сланцы в соотношении 1:5:5 помещали в реактор, закрывали, и давали избыточное давление водорода. Реакционную смесь нагревали до необходимой температуры и выдерживали в течение заданного времени. После охлаждения автоклава до комнатной температуры газ собирали в газовую пипетку для анализа. Содержимое автоклава разбавляли бензолом и фильтровали. Твердый остаток отделяли от жидких продуктов с помощью стеклянного фильтра, промывали бензолом, сушили при 378К и анализировали состав твердого остатка методом РФА.

В исследовании компонентного состава продуктов гидропирилиза фракции смолы, отражающие влияние добавки сланца и железосодержащих катализаторов использовался метод хромато-масс-спектрологии (ХМС) на приборе HP 5890/5972 MSD фирмы “Agilent”, на капиллярной колонке DB-5MS 30 м × 0.25 мм × 0.5 мкм, и метод газожидкостной хроматографии (ГЖХ) на хроматографе “Кристаллюкс 4000М”, пламенно-ионизационный детектор (ПИД), на капиллярной колонке ZB-5 30 м × 0.32 мм × 0.5 мкм, при программировании температуры в интервале 60–300⁰С со скоростью 12⁰С/мин. Идентификация веществ проводили на масс-спектральной базе данных NIST98.

Следует сказать, что для ГЖХ был разработан метод, включающий разработку условий анализа (программирование температурных режимов, время анализа, давление

и расход газовых потоков) и наработка базы данных компонентов. База данных компонентов метода пополнялась с помощью результатов ХМС анализа исследуемых объектов и введением в пробу стандартных образцов.

На рисунке 2 и в таблице 3 показан состав продуктов гидропиролиза фракции до 270⁰С смолы «САС» в присутствии сланца и катализатора Fe₂O₃.

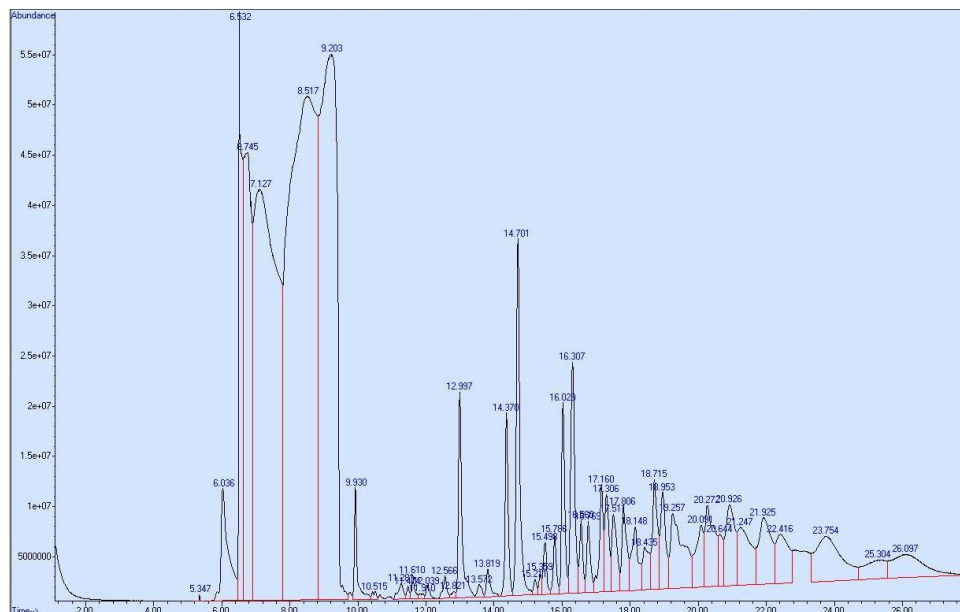


Рисунок 2 – Хроматограмма продуктов гидропиролиза фракции до 270⁰С смолы «САС» в присутствии сланца и катализатора Fe₂O₃

Таблица 3 – Индивидуальный состав продуктов гидропиролиза фракции до 270⁰С смолы «САС» в присутствии сланца и катализатора Fe₂O₃*

Компонент	Время, мин	Концентрация, %
1	2	3
Изопропиловый спирт	6,528	3,30
2-нитроэтанол	6,747	6,37
2-бутанол	7,131	16,94
Бензол	8,521	24,80
Бензол	9,200	16,28
Фенол	12,999	1,28
3,5-диметил бензамин	13,568	0,10
2-метилфенол	14,368	1,00
4-метилфенол	14,696	2,29
2,5-диметилфенол	15,495	0,77
2,3-диметилфенол	16,032	1,09
3-этилфенол	16,305	1,71
2,4-диметилфенол	16,765	0,48
Нафталин	17,159	0,77
2-этил-5-метилфенол	17,302	0,72
4-этил-3-метилфенол	17,510	0,72
3-этил-5-метилфенол	17,805	0,74
2,4,6-триметилфенол	18,145	0,76

Продолжение таблицы 3

1	2	3
4-метил-2Н-бензофуран	18,430	0,49
Тридекан	18,714	0,98
2-метилнафталин	18,955	0,91
1-метилнафталин	19,262	1,75
6-метил-4-инданол	20,094	0,84
Тетрадекан	20,269	1,38
2,6-диметил нафталин	20,641	0,43
1,3-диметил нафталин	20,926	1,35
1,7-диметил нафталин	21,243	1,40
Пентадекан	21,922	1,51
1,2,3,4-тетрагидро-5, 6,7,8-тетраметил нафталин	22,415	1,12
Тридекан	23,751	2,12
Тетрадекан	26,094	1,38
* Условия эксперимента: фракция до 270 ⁰ С – 1 г; водород - 3 МПа, сланец – 0,05 г (5%); катализатор Fe ₂ O ₃ - 0,05 г (5 %); температура – 375 ⁰ С, время – 30 минут		

Как видно из данных таблицы 3 добавление сланца Шубаркольского месторождения снижает концентрацию основных фенолов (таблица 2) в конечном продукте гидропиролиза фракции до 270⁰С смолы «САС» до 6,76%. Без добавления сланцев Шубаркольского месторождения концентрацию основных фенолов в конечном продукте гидропиролиза фракции до 270⁰С смолы «САС» составляет 45,61.

Таким образом, добавка сланца Шубаркольского месторождения усиливает каталитическое действие катализатора и сама выступает в роли каталитической добавки в процессе гидрогенизации фракции до 270⁰С смолы «САС».

Источники

- 1 Калечиц И.В. Химия гидрогенизационных процессов в переработке топлив. – М.: Химия, 1973. – 336 с.
- 2 Шабаров Ю.С. Органическая химия. Циклические соединения. – М.: Химия, 1994, Ч. 2. – 848 с.
- 3 Мусина Г.Н., Жданкин А.А., Хрупов В.А. Физико-химический состав каменноугольной смолы, полученной в процессе полукоксования углей Шубаркольского разреза // Вестник Карагандинского университета. – 2007. – Т. 48, № 4. – С. 81-87.
- 4 Мусина Г.Н., Байкенов М.И., Хрупов В.А., Байкенова Г.Г. Переработка каменноугольной смолы в продукты нефтехимии и топливного назначения // Материалы III Межд. науч. конф. «Современные тенденции развития и науки в Центральной Азии». – Алматы, 2007. – С. 127-129.
- 5 URL: <http://www.bibliotekar.ru/spravochnik-116-topki.../11.him>

Аналитический подход к изучению вещественного состава окисленных медных руд на современном этапе

Резниченко В.В., Котельникова О.Н., Ляпунова С.И.

(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет», г. Усть-Каменогорск, Казахстан)

Приводится методика изучения вещественного состава окисленных медных руд с применением традиционных и современных методов анализа.

Ключевые слова: окисленная руда, минералогическое исследование, рентгеноструктурный анализ, химический фазовый анализ.

Минерально-сырьевая база медных руд в настоящее время представлена труднообогатимым, некондиционным и низкокачественным сырьем. Трудности по освоению месторождений с последующим вовлечением в промышленную разработку, рост дисбаланса между добычей и приростом запасов диктует необходимость вовлекать в производство все более сложное и труднообогатимое сырье, в том числе окисленные и смешанные (сульфидно-окисленные) руды. Возможность промышленного освоения этих руд зависит не только от количественного содержания ценных компонентов в них, но и от технологических способов извлечения ценных компонентов при добыче, обогащении и металлургическом переделе рудного сырья. Извлечение окисленных минералов цветных металлов из этого типа руд является технологической проблемой. Применение традиционных технологий обогащения зачастую не способны обеспечить рентабельность освоения месторождений окисленных медных руд. В связи с этим становится необходимым применение новых конкурентоспособных эффективных технологий, позволяющих снизить затраты на производство медных продуктов без ухудшения его качества.

Для решения этих вопросов проводится изучение вещественного состава руды, основной целью которого является выяснение свойств минерального сырья, представляющих собой исходные данные для его качественной оценки и технологической обработки. В зависимости от поставленной задачи минералогические образцы могут быть изучены с разной степенью детальности, т. е. в них могут исследоваться не только общие, но и отдельные свойства. В образцах зерна макроскопически определяются текстуры руд, микроскопически – структуры руд, минеральные ассоциации основных и второстепенных минералов, характер первичных и вторичных изменений, размеры минеральных зерен и т. д.

Всестороннее и глубокое изучение вещественного состава исходного материала сопровождается широким применением целого комплекса методов, как традиционных (оптическая микроскопия, спектральный и химический анализы), так и современных высокочувствительных и высокоинформативных методов анализа (рентгеноструктурный и термогравиметрический анализы). Совокупность всех методов минералого-аналитического анализа позволяет получить полную и достоверную информацию об изучаемом объекте, что обеспечивает качественное определение вещественного состава исходного материала. Обработка и обобщение всех полученных аналитических данных позволяет выявить характер минеральных ассоциаций, размеры кристаллов, особенности состава и строения основных и сопутствующих минералов.

Как правило, работа начинается с минералогического исследования пробы. Для проведения минералогического анализа отбираются образцы зерна с рудной минерализацией. Из них изготавливаются полированные шлифы и прозрачные шлифы. Высокая отражательная способность сульфидных минералов (ковеллин, халькозин, борнит, халькопирит) позволяет удовлетворительно диагностировать эти минералы и давать прогнозную оценку по их содержаниям в пробе руды. С учетом

данных химического и химического фазового анализов можно достаточно полно представить баланс по формам минеральных соединений не только сульфидных материалов, но и вмещающих пород.

Исследование вещественного состава окисленных руд является более сложной задачей. Низкая отражательная способность кислородсодержащих минералов меди (хризоколлы, малахит, тенорит) близкая к отражательной способности нерудных минералов (кварц, полевые шпаты и др.) вызывает серьезные трудности при микроскопическом исследовании.

Ниже приведены результаты минералого-аналитического исследования на примере изучения вещественного состава пробы руды, содержащей окисленные формы меди. Для точной диагностики медных минералов были проведены следующие исследования:

- минералогический анализ с применением микроскопа OLYMPUS BX 51 Pol., видеокамеры SIMAGIS 2P-2C и программного обеспечения для анализа изображений «Минерал С7» компании SIAMS;

- элементный и химический фазовый анализы (ХФА);

- рентгеноструктурный анализ;

- термogrавиметрический анализ.

Для изучения минералогического состава пробы медьсодержащей руды были отобраны куски пород с рудной минерализацией. Согласно результатам минералогического анализа, вмещающие породы представлены кремнисто-карбонатными осадочными породами кристалл-литокластическими туфами (рисунок 1). В туфах содержится большое количество гипса образующего гнезда и редкие прожилки. Состав песчано-гравийной смеси пробы: обломки пород с прожилками малахита, пленками хризоколлы, тонковолокнистые агрегаты малахита с включениями вторичных сульфидов меди, обломки почковидного малахита, кварца, гипса.

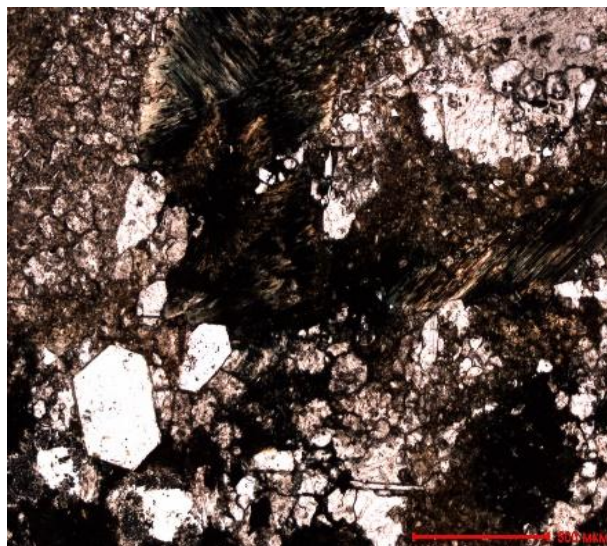


Рисунок 1 – Шлиф. Кристалл-литокластический туф. Обломки и кристаллы кварца, обломки измененных темноцветных минералов. Цемент карбонатный

Структура руд прожилково-вкрапленная. Основные рудные минералы – малахит и хризоколлы. Изредка встречаются сульфидные минералы – халькозин, ковеллин, халькопирит, пирит, пирротин. В туфах отмечаются редкие включения халькозина и ковеллина, находящихся в малахите в виде останцев или сростков. Единичные кристаллы халькопирита встречены в обломках кварца. Прожилки гипса в осадочной породе содержат включения одиночных зерен халькозина и ковеллина, скоплений зерен пирротина при окислении которых образовался малахит (рисунок 2).

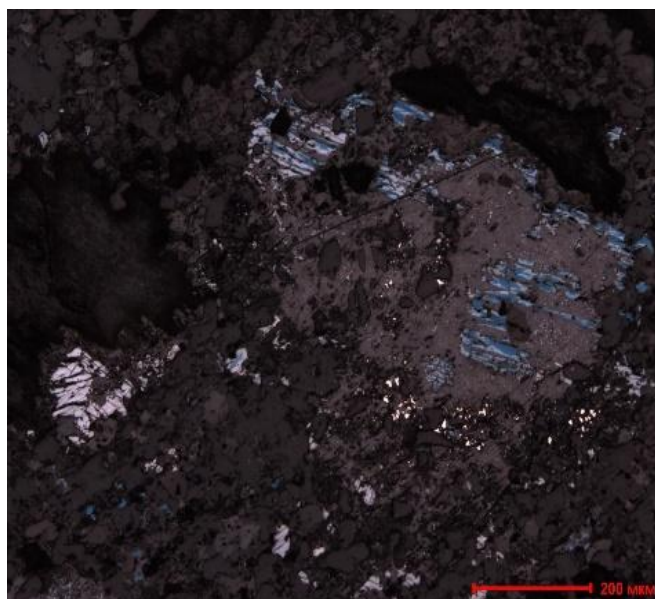


Рисунок 2 – Аншлиф. Останцы пластинчатого халькозина замещаются ковеллином (синее), мелкие зерна пирротина (желтое), кристаллы, обломки кварца в малахите (светло-серое) в гипсовом прожилке

В кремнисто-карбонатной осадочной породе рудная минерализация представлена редкой вкрапленностью округлых включений малахита и хризоколлы, прожилками гипса, содержащими включения и прожилки малахита, хризоколлы, вторичных сульфидов меди. В массе породы отмечаются прожилки малахита состоящие из цепочек зерен, линз и округлых включений малахита с включениями вторичных сульфидов меди, ориентированными параллельно слоистости пород. Малахит тонковолокнистый, образует включения в непосредственной близости вкрапленников халькозина и ковеллина, выполняет промежутки между обломками породы. По контуру образований малахита в кремнистой гелевой массе наблюдаются включения тонкодисперсной самородной меди. Скопления корольков меди отмечаются в кремнистых секрциях.

Был проведен элементный анализ руды, представленный в таблице 1.

Таблица 1 – Элементный анализ медной руды

Содержание, %										
Cu	Fe	Al	Ca	Mg	SiO ₂	K	Na	S _{общ.}	S _{SO4}	C _{общ.}
1,15	0,88	2,93	11,54	3,30	21,3	0,72	0,80	4,22	4,05	3,07

Результаты элементного состава подтверждают, что наряду с кварцем в руде присутствуют карбонатные и сульфатные формы кальция и магния, а также вполне вероятно наличие полевых шпатов и слюд в форме алюмосиликатов натрия и калия. Общее содержание меди в окисленной руде составило 1,15%. Для получения количественного содержания медных минералов проведен химический фазовый анализ на формы меди. Результаты ХФА приведены в таблице 2. Согласно результатам химического фазового анализа, относительное содержание окисленных форм меди в руде составляет 75,7%. Вторичные сульфиды, в состав которых входит ковеллин, халькозин, борнит, составляют 20% (отн.). Относительное содержание первичных сульфидов, представленных халькопиритом, составляет 4,35%.

На практике очень часто встает вопрос о количественном содержании карбонатных и силикатных форм меди в рудах окисленного типа. Однозначный ответ на этот вопрос получить весьма проблематично. Для определения карбонатных форм

Таблица 2 – Результаты химического фазового анализа пробы окисленной руды

Форма нахождения меди в руде	Распределение, %	
	абсолютное	относительное
Водорастворимая (халькантит)	0,01	0,87
Окисленная (куприт, тенорит, азурит, малахит, хризоколл)	0,86	74,78
Вторичная сульфидная (ковеллин, халькозин, борнит)	0,23	20,00
Первичная сульфидная (халькопирит)	0,05	4,35
Общая	1,15	100,00

меди предложен метод избирательного растворения в растворах карбоната или бикарбоната аммония [1]. Этот способ дает удовлетворительные результаты при отсутствии или незначительном содержании металлической меди в пробе. Определение карбонатных форм меди проводилось с корректировкой по меди металлической. Установлено, что содержание меди в карбонатной форме составляет 0,72%, содержание меди металлической – 0,05%.

Рентгеноструктурный анализ, проведенный на дифрактометре Bruker D8 ADVANCE, показал, что основу порообразующих минералов составляет доломит, кальцит, кварц и гипс (рисунок 3). Алюмосиликатные породы присутствуют в виде клинохлора, альбита и микроклина. Из рудных минералов диагностируется малахит. Сульфиды меди не диагностируются, очевидно, вследствие их низкого содержания.

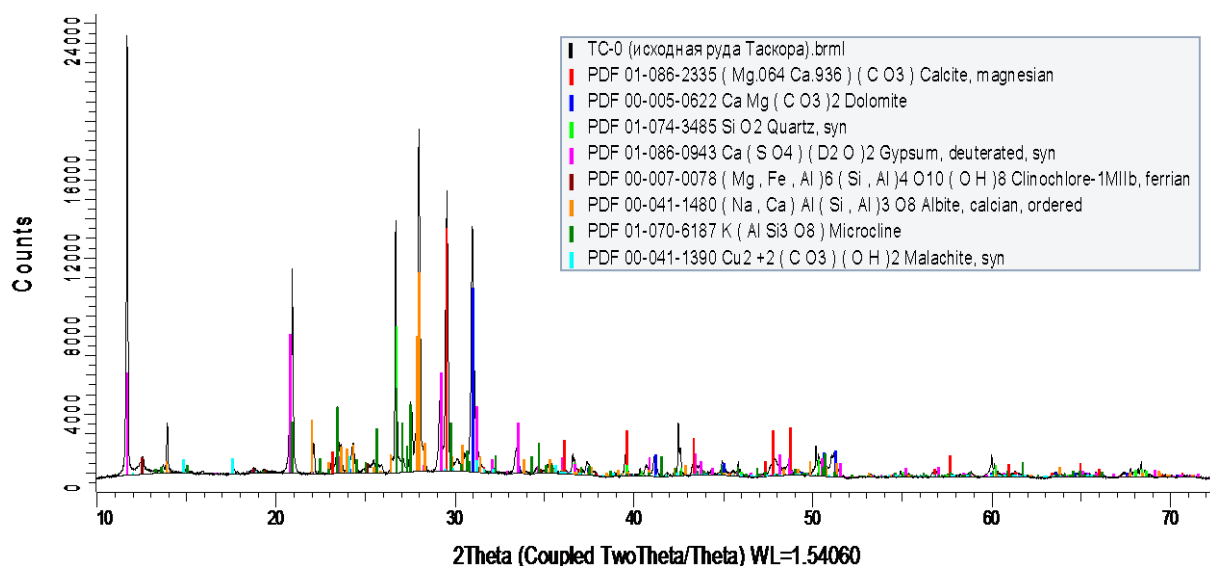


Рисунок 3 – Дифрактограмма окисленной медной руды

Термогравиметрический анализ исследуемой пробы проводили на приборе синхронного термического анализа TGA/DSC 1 METTLER TOLEDO. Эксперимент проводили при максимальном нагреве температуры до 1050 °С со скоростью 15 °С/мин в потоке воздуха. Согласно данным термогравиметрического анализа в результате непрерывного нагрева руда претерпевает ряд фазовых изменений, обусловленных:

- удалением кристаллизационной воды из гипса в интервале температур от 120 до 160 °С с потерей веса 4,8%;
- удалением конституционной воды алюмосиликатов в интервале температур 530-590 °С с убылью веса 0,9%;
- распад и диссоциация карбонатов кальция и магния в интервале температур 710-800 °С и 875-920 °С с потерей веса 9,2%.

Эти процессы подтверждаются наличием эндотермических эффектов на кривой нагрева руды (рисунок 4) и хорошо согласуются с данными рентгеноструктурного анализа.

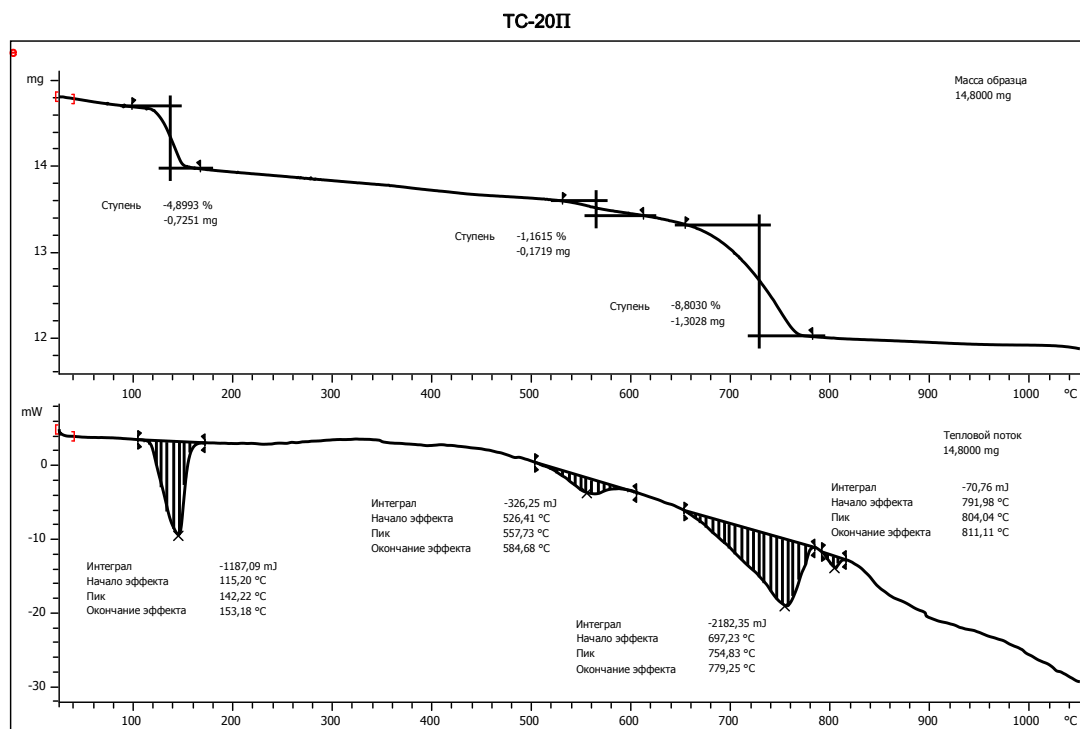


Рисунок 4 – Термограмма окисленной медной руды

Вещественный состав руды можно представить следующим образом, % (абс.):

породообразующие минералы:

кальцит – 12,5
 доломит – 11,5
 гипс – 15,3
 кварц – 32,5
 клинохлор – 8,5
 альбит – 14,4
 микроклин – 3,2

рудные минералы:

малахит – 1,25
 хризоколл – 0,33
 ковеллин, халькозин – 0,34
 халькопирит – 0,13
 медь металлическая – 0,05

По технологическим свойствам руда пригодна для переработки гидрометаллургическим методом. Однако, учитывая, что среди основных порообразующих минералов присутствует значительное количество карбонатов, которые снижают эффективность процесса кислотного выщелачивания, рекомендуется рассмотреть технологию аммиачного выщелачивания или технологию обогащения, приемлемую для всех типов руд и позволяющую достигнуть извлечения меди в концентрат на уровне сульфидов меди [2-3].

Источники

- 1 Филиппова Н.А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки. – Москва: Химия, 1975. – 280 с.
- 2 Доспаев М.М. Подготовка окисленных медных руд к флотации путем предварительной электрохимической сульфидизации / Комплексное использование минерального сырья. – 2010, №3. – С. 32–42.
- 3 Щеглова С.А. Исследование технологических особенностей флотации медных руд зоны криоминералогенеза: дис. канд тех. наук: 25.00.13/Чита, 2006. – 160 с.

Синтез и свойства нового теллурита кальция-цинка

Рустембеков К.Т., Бектурганова А.Ж.

*(Карагандинский государственный университет имени академика Е.А. Букетова,
г. Караганда, Казахстан)*

Твердофазным способом из оксидов цинка, теллура (IV) и карбоната кальция синтезирован теллурит кальция-цинка. Методом динамической калориметрии в интервале 298,15-673 К исследована изобарная теплоемкость, на основе которой выведены уравнения зависимости $C_p^0 \sim f(T)$ и определены термодинамические функции. Квантово-химическими расчетами предложена модель геометрического строения двойного теллурита кальция-цинка.

Ключевые слова: теллурит кальция-цинка, теплоемкость, термодинамические функции, модель строения.

Перед современной неорганической химией поставлено немало задач как теоретического, так и прикладного характера. Среди них наиболее важными остаются проблема установления корреляции между составом, строением и свойствами веществ; выявление закономерностей протекания процессов с участием сложных неорганических соединений; использование результатов целенаправленного исследования такого рода соединений для проведения неорганического синтеза; а также разработка новых методов извлечения индивидуальных соединений из многокомпонентного сырья. Все это позволяет не только расширять спектр знаний в отношении исследуемых соединений, но и предоставляет возможность проведения системного анализа, а также служит основанием для осуществления направленного синтеза или селективного извлечения новых неорганических соединений с заданными ценными физико-химическими свойствами.

В этом аспекте селен и теллур и их соединения, обладающие полупроводниковыми, пьезо- и сегнетоэлектрическими свойствами, вызывают несомненный интерес. Особенно это касается малоизученных сложных оксосоединений селена и теллура, которые представляют определенный как теоретический, так и практический интерес для неорганического материаловедения в качестве перспективных веществ, обладающих ценными физико-химическими свойствами.

В данной работе приводятся результаты синтеза, калориметрического исследования теплоемкости и квантово-химических расчетов по установлению строения нового двойного теллурита кальция-цинка.

Для синтеза двойного теллурита использовали оксид теллура (IV), оксид цинка и карбонат кальция квалификации «х.ч.». Стехиометрические количества исходных веществ тщательно перетирались в агатовой ступке, затем пересыпались количественно в алундовые тигли и подвергались термообработке для твердофазного взаимодействия на воздухе в силитовой печи. Был использован следующий режим термообработки: отжиг в течение 25 часов при температуре 400 - 800⁰С с периодическим перетиранием в ступке; далее при 400⁰С в течение 15 часов проводили отжиг с целью получения стабильной фазы при низкой температуре соединения. Таким образом, методом керамической технологии из оксидов цинка, теллура (IV) и карбоната кальция синтезирован теллурит состава $\text{CaZn}(\text{TeO}_3)_2$.

Образование равновесного состава соединения контролировалось методом рентгенофазового анализа на установке ДРОН-2,0. Индицирование рентгенограммы порошка исследуемого соединения проводили методом гомологии [1]. Корректность индицирования подтверждена хорошим совпадением экспериментальных и расчетных значений $10^4 / d^2$ и согласованностью рентгеновской и пикнометрической плотностей.

Теплоемкость теллурита исследовали методом динамической калориметрии на серийном приборе ИТ-С-400 в интервале температур 298,15 - 673 К (таблица 1). Погрешности измерения теплоемкости при всех температурах находятся в пределах точности прибора ($\pm 10\%$) [2, 3].

Таблица 1 – Экспериментальные значения удельной и мольной теплоемкостей $\text{CaZn}(\text{TeO}_3)_2$

T, К	$C_p \pm \bar{\delta},$ Дж/(г·К)	$C_p^0 \pm \bar{\Delta},$ Дж/(моль·К)	T, К	$C_p \pm \bar{\delta},$ Дж/(г·К)	$C_p^0 \pm \bar{\Delta},$ Дж/(моль·К)
298,15	0,4220 $\pm$ 0,0117	193 $\pm$ 15	498	0,6476 $\pm$ 0,0049	296 $\pm$ 6
323	0,4811 $\pm$ 0,0069	220 $\pm$ 9	523	0,5921 $\pm$ 0,0048	270 $\pm$ 6
348	0,5304 $\pm$ 0,0044	242 $\pm$ 6	548	0,5294 $\pm$ 0,0049	242 $\pm$ 6
373	0,4010 $\pm$ 0,0045	183 $\pm$ 6	573	0,5905 $\pm$ 0,0050	270 $\pm$ 6
398	0,5108 $\pm$ 0,0034	233 $\pm$ 4	598	0,6660 $\pm$ 0,0049	304 $\pm$ 6
423	0,5983 $\pm$ 0,0036	273 $\pm$ 5	623	0,7007 $\pm$ 0,0052	320 $\pm$ 7
448	0,6692 $\pm$ 0,0052	306 $\pm$ 7	648	0,7484 $\pm$ 0,0057	342 $\pm$ 7
473	0,7177 $\pm$ 0,0048	328 $\pm$ 6	673	0,7754 $\pm$ 0,0058	354 $\pm$ 7

Для усредненных значений удельных теплоемкостей при каждой температуре определяли среднеквадратичные отклонения ($\bar{\delta}$), а для мольных теплоемкостей – случайные составляющие погрешности $\bar{\Delta}$ [4, 5]. Случайные составляющие погрешности опытных значений теплоемкостей не превышают пределы погрешности прибора. Проверку работы калориметра проводили измерением теплоемкости α - Al_2O_3 . Найденное опытным путем значение C_p^0 (298,15) α - Al_2O_3 составило 76,0 Дж/(моль·К), что вполне соответствует справочному (79,0 Дж/(моль·К)) [6].

При исследовании зависимости теплоемкости теллурита $\text{CaZn}(\text{TeO}_3)_2$ от температуры при 348 и 473 К обнаружены резкие аномальные λ -образные скачки, связанные, вероятно, с фазовыми переходами II рода, свидетельствующие о ценных электрофизических свойствах соединения (рисунок 1).

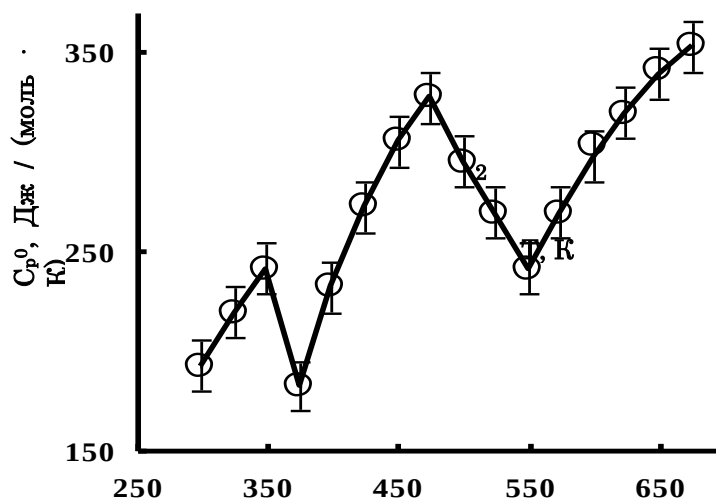


Рисунок 1 – Температурная зависимость теплоемкости теллурита $\text{CaZn}(\text{TeO}_3)_2$ в интервале 298,15 - 673 К

Эти переходы могут быть связаны с катионным перераспределением, с изменением коэффициента термического расширения и изменением магнитного момента синтезированного теллурида.

На основании экспериментальных данных (таблица 1), с учетом температур фазовых переходов II рода выведено уравнение температурной зависимости теплоемкости соединения

$$C_p^0, \text{ Дж}/(\text{моль} \cdot \text{K}) = a + bT + cT^{-2}, \quad (1)$$

коэффициенты которого приведены в таблице 2. Для определения погрешности коэффициентов в уравнении зависимости $\tilde{N}_p^0 \approx f(T)$ использовали величины средних случайных погрешностей для рассматриваемых интервалов температур.

Таблица 2 – Коэффициенты уравнения (1) в интервале 298,15 – 673 К

T, K	a	$b \times 10^{-3}$	$c \times 10^5$
298-348	-102,2±2,7	989,6±23,1	-
348-373	1064,6±28,1	-2363,2±62,4	-
373-473	1070,8±28,3	-807,2±21,3	-816,1±21,6
473-573	915,0±24,2	-1228,4±32,4	-
573-673	1444,3±38,1	-945,8±25,0	-2054,8±54,3

В связи с тем, что технические характеристики прибора не позволяют непосредственно вычислить стандартную энтропию $S^0(298,15)$ теллуридов из опытных данных по $C_p^0(T)$, ее оценили, применяя метод ионных инкрементов. На основании известных соотношений с использованием опытных данных по $C_p^0 \sim f(T)$ и расчетных значений по $S^0(298,15)$ вычислены температурные зависимости функций $C_p^0(T)$, $S^0(T)$, $H^0(T) - H^0(298,15)$ и $\Phi^{xx}(T)$. Полученные результаты приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Термодинамические функции теллурида $\text{CaZn}(\text{TeO}_3)_2$ в интервале 298,15 – 673 К

T, K	$C_p^0(T) \pm \Delta,$ $\text{Дж}/(\text{моль} \cdot \text{K})$	$S^0(T) \pm \Delta,$ $\text{Дж}/(\text{моль} \cdot \text{K})$	$H^0(T) - H^0(298,15) \pm \Delta,$ $\text{Дж}/\text{моль}$	$\Phi^{xx}(T) \pm \Delta,$ $\text{Дж}/(\text{моль} \cdot \text{K})$
1	2	3	4	5
298,15	193±5	251±8	-	251±14
300	195±5	252±14	387±10	251±14
325	219±6	268±15	5564±147	251±14
350	244±6	286±16	11359±300	253±14
375	178±5	300±17	16557±437	256±14
400	238±6	314±18	21905±578	259±15
425	276±7	329±19	28348±748	263±15
450	305±8	346±20	35621±940	267±15
475	326±9	363±20	43512±1149	271±15
500	301±8	379±21	51415±1357	276±16
525	270±7	393±22	58550±1546	282±16
550	239±6	405±23	64917±1714	287±16
575	279±7	417±24	71481±1887	293±17

Продолжение таблицы 3

1	2	3	4	5
600	306±8	429±24	78807±2081	298±17
625	327±9	442±25	86734±2290	303±17
650	343±9	445±25	95123±2511	309±17
675	355±9	469±26	103858±2742	315±18

Термодинамические функции $H^0(T) - H^0(298,15)$, $S^0(T)$ и $\Phi^{xx}(T)$ вычислены по формулам (2-4):

$$H^0(T) - H^0(298,15) = \int_{298,15}^T C_p^0 dT \quad (2)$$

$$S^0(T) = S^0(298,15) + \int_{298,15}^T \frac{\tilde{N}_p}{T} dT \quad (3)$$

$$\hat{O}^{\infty}(\hat{O}) = S^0(T) - [H^0(T) - H^0(298,15)] / T \quad (4)$$

Для всех значений теплоемкости и энтальпии во всем интервале температур оценили средние случайные составляющие погрешности, а для значений энтропии и приведенного термодинамического потенциала в оценку погрешности включили точность расчета энтропии ($\pm 3\%$). Значения стандартных энтропий были оценены методом ионных энтропийных инкрементов Кумока [7].

Квантово-химические исследования устойчивой геометрии двойного теллурида кальция-цинка выполнены квантово-химическим программным пакетом Gaussia-2003, пиктографический анализ был проведен с помощью графического драйвера Gauss View-2003.

В таблице 4 представлены результаты квантово-химических расчетов исследуемого теллурида, которые соответствуют устойчивому состоянию (основные длины связей (d), величины валентных углов (ω)) структуры соединения.

Таблица 4 – Основные геометрические параметры структуры двойного теллурида кальция-цинка по данным квантово-химических расчетов

Связь	d , Å	Угол	ω , град.
O(2)-Te(1)	2,02	O(3)-Te(1)-O(2)	117
O(3)-Te(1)	2,19	O(4)-Te(1)-O(2)	117
O(4)-Te(1)	2,19	Ca(5)-O(4)-Te(1)	85
Ca(5)-O(4)	2,33	Te(6)-O(2)-Te(1)	90
Te(6)-O(2)	2,03	O(7)-Te(1)-O(2)	92
O(7)-Te(6)	2,03	O(8)-Te(6)-O(2)	119
O(8)-Te(6)	2,16	O(9)-Te(6)-O(2)	119
O(9)-Te(6)	2,16	Zn(10)-Te(6)-O(2)	80
Zn(10)-O(9)	1,86		

На основании результатов РФА, ИК-спектроскопии и квантово-химических расчетов была предложена модель строения синтезированного соединения, изображенная на рисунке 2.

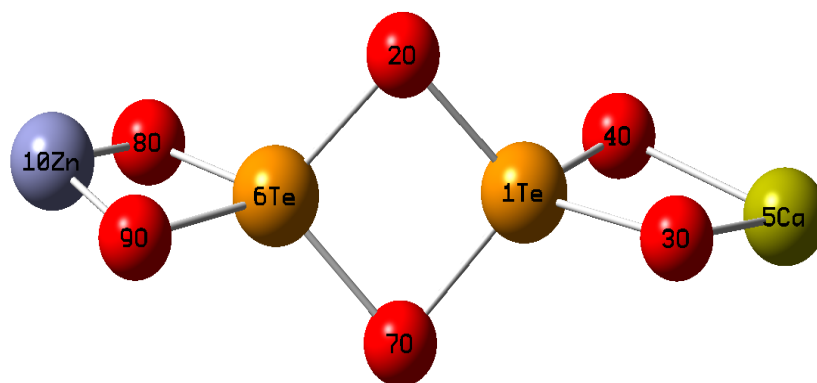


Рисунок 2 – Модель геометрического строения теллурида $\text{CaZn}(\text{TeO}_3)_2$

Проведенные квантово-химические расчеты по длине связи и валентному углу в структуре исследуемого соединения позволили предложить модель геометрического строения нового двойного теллурида кальция-цинка.

Результаты исследований могут представлять интерес для направленного синтеза халькогенидов с заданными свойствами, физико-химического моделирования химических и металлургических процессов с участием соединений теллура, а также могут служить исходными данными для фундаментальных справочников и информационных банков по термодинамическим константам неорганических веществ. Результаты квантово-химических расчетов могут быть использованы для выявления зависимости «состав - строение - свойства» в ряду производных халькогенов.

Источники

- 1 Ковба Л.М., Трунов В.К. Рентгенофазовый анализ. – М.: Изд-во МГУ, 1976. – 256 с.
- 2 Платунов Е.С., Буравой С.Е., Курепин В.В., Петров Г.С. Теплофизические измерения и приборы. – Л.: Машиностроение, 1986. – 256 с.
- 3 Техническое описание и инструкции по эксплуатации ИТ-С-400. – Актюбинск: Актюбинский завод «Эталон», 1986. – 48 с.
- 4 Спиридонов В.П., Лопаткин Л.В. Математическая обработка экспериментальных данных. – М.: Изд-во МГУ, 1970. – 221 с.
- 5 Резницкий Л.А. Калориметрия твердого тела. – М.: Изд-во МГУ, 1981. – 183 с.
- 6 Robie R.A., Hewingway B.S., Fisher I.R. Thermodynamic Properties of Minerals and Related Substances at 298,15 and (10^5 Paskals) Pressure and at Higher Temperatures. - Washington: United States Government Printing Office, 1978. – 456 p.
- 7 Кумок В.Н. Проблема согласования методов оценки термодинамических констант // Прямые и обратные задачи химической термодинамики. – Новосибирск: Наука, 1987. – С. 108-123.

Исследование физико-химических характеристик новых видов огнеупорных материалов, разработанных методом самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС)

Сатбаев Б.Н., Жарменов А.А., Кокетаев А.И., Сатбаев С.Б., Шалабаев Н.Т.
(Астанинский филиал РГП «НЦ КИМС РК», г. Астана, Казахстан)

Приводятся результаты исследований новых видов разработанных огнеупорных материалов, разработанных по СВС-технологии, и отличающихся повышенной экологической безопасностью и износостойкостью.

Ключевые слова: огнеупоры, самораспространяющийся высокотемпературный синтез (СВС), экзотермичность, спекание, хромитовый концентрат.

Современная концепция развития огнеупорной промышленности заключается в переходе на производство ресурсосберегающих огнеупоров нового поколения, изготовленных по СВС-технологии и отличающихся повышенной экологической безопасностью и износостойкостью, а также обеспечивающих повышения качества конечной продукции. Целесообразность создания огнеупоров нового поколения обусловлена возрастающими требованиями потребителей, а также необходимостью улучшения условий службы огнеупоров и снижения энергетических затрат при их изготовлении [1]. Разработка технологии изготовления огнеупоров на основе СВС - технологии решает эту задачу.

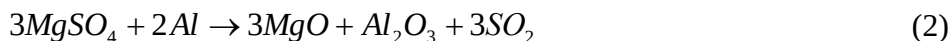
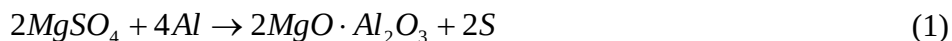
Огнеупорные изделия (как формованные, так и неформованные), изготовленные методом СВС, превосходят по качеству изделия печного синтеза вследствие воздействия высокой температуры, полноты реакций и интенсивной самоочистки в процессе горения. Этим методом получают различные порошки, пасты, мертели, нагреватели с высокой термостойкостью, прокатные валики, торкрет-массы и огнеупоры. При этом процесс наиболее целесообразен при использовании экзотермических связей.

Наиболее доступными металлами для экзотермических магнизиальных смесей являются алюминий, магний, кремний, титан, поскольку они обладают высокой теплотворной способностью.

Разрабатываемая авторами СВС-технология производства огнеупоров по сравнению с традиционными методами имеет следующие преимущества:

- существенное сокращение температуры обжига изделий;
- резкое сокращение затрат времени на производство изделий;
- высококачественное формирование структуры и состава изделий вследствие высокой температуры самих металлотермических процессов (до 2400°C). При этой температуре резко ускоряется синтез соединений; существенное повышение качества огнеупорных изделий вследствие формирования связующей части изделий при высокой температуре;
- технология является экологически чистой;
- организация производства огнеупоров по предлагаемой технологии не требует значительных капитальных затрат и может быть организована на существующем оборудовании любого огнеупорного завода.

Принципиально положительным качеством получаемых по данной технологии огнеупорных материалов является то, что тело огнеупора синтезируется в результате окислительно-восстановительных реакций горения алюминия, как с окислителями, так и со связующим. После сгорания шихты связующего уже нет, огнеупор имеет стабильные свойства при температурах и условиях эксплуатации. Экзотермические реакции можно представить в виде следующих схем:



Алюминий является восстановителем, хромит - окислителем и одновременно наполнителем, сульфат магния - связующим и окислителем.

В свою очередь активные оксиды Al_2O_3 , SiO_2 бентонита, вступая во взаимодействие с MgO , способствуют образованию кристаллических фаз форстерита и магнезиально-глиноземистой шпинели. Это стабилизирует прочность огнеупора во всем интервале температур, приводит к хорошему спеканию и получению ровного плотного изделия без трещин. Влияние бентонита как пластификатора проявляется и в способности увеличивать подвижность частиц хромитового концентрата и шамота, создавая условия для плотной их упаковки, что снижает пористость изделий. Выбранное оптимальное содержание бентонита в смеси обуславливает необходимое максимальное количество форстеритовой связки между частицами наполнителя, что также улучшает прочностные и огнеупорные свойства материала. Фактический состав продуктов сгорания, по данным рентгенофазового анализа, более сложен, так как элементные фазы образуют шпинелиды, твердые растворы и даже интерметаллиды. Процесс осложняется неравновесностью процесса. С термодинамической точки зрения реакции (4-6) являются главными. Температура горения, в зависимости от соотношения компонентов, колеблется в пределах от 1200 до 1900 °С. При нагревании сформованной шихты до температуры 950°С масса самовоспламеняется и сгорает с линейной скоростью порядка 1 мм /с. Синтезированный в результате горения огнеупорный материал имеет предел прочности на сжатие до 40 МПа, пористость от 10 до 27 %, кажущуюся плотность – от 2,7 до 3,2 г/см³, огнеупорность - 1850°С.

Ввиду экзотермичности реакций (1-6), процесс спекания огнеупорной смеси протекает очень активно. В результате получаются продукты реакции в расплавленном состоянии. Поэтому введение наполнителей - хромитового концентрата и шамота позволяет разбавить продукты реакции и снизить температуру до параметров необходимых для самоспекания.

Дальнейшее исследование проводили с целью изучения кинетики спекания и определения оптимальных составов композиций. Выявление основных параметров, влияющих на качество огнеупорных изделий и выбор конкретной рецептуры мертеля проводили с использованием метода математического планирования эксперимента. С целью определения влияющих технологических факторов и параметров изготовления огнеупорных кирпичей был реализован полный факторный эксперимент. В качестве факторов были выбраны: содержание каждого компонента в смеси ($MgSO_4 \cdot 7H_2O$, Al , Fe_2O_3 , бентонита, шамота, хромитовой руды), %; время выдержки при температуре обжига, час; температура термообработки, °С; давление прессования, МПа. Параметрами оптимизации служили: кажущаяся плотность, г/см³; открытая пористость, %; предел прочности при сжатии, МПа; огнеупорность, °С; количество теплосмен (1300°С - вода). Реализация опытов производилась в соответствии с условиями проведения эксперимента и матрицей планирования. Каждый опыт дублировался четырежды. Анализ проведенных поисковых исследований по изучению гранулометрического состава наполнителя, природы связующих, кинетики процесса, а также тепловых, физико-химических и физико-механических свойств композиций

позволил определить оптимальные составы композиций с целью их дальнейшего использования в производственных условиях. По результатам полного факторного эксперимента выбраны оптимальные соотношения компонентов и технологические факторы (температура обжига, продолжительность термообработки). Результаты эксперимента свидетельствуют о том, что нагрев печи ниже 850 °С не создает условий для воспламенения и спекания массы. Повышать температуру выше 900 °С нет необходимости, так как спекание осуществляется за счет окислительно-восстановительной реакции и эффект действия температуры с ее повышением не возрастает, а только увеличивает расход электроэнергии.

При составлении рецептуры композиций постоянно проводили контроль всех вышеперечисленных характеристик. В случае неудовлетворительных значений любого из указанных параметров, состав считали неперспективным. Приведенное в таблице 1 соотношение компонентов в огнеупорном составе продиктовано достижением технического результата и определено экспериментально. Ухудшение огнеупорных и термостойких свойств огнеупора при изменении соотношений компонентом объясняется многими причинами.

Таблица 1 - Оптимальные составы шихт для синтеза огнеупорных изделий по СВС-технологии

Состав		1	2	3	4	5
Содержание компонентов, % (масс.)	$MgSO_4$	7	6	7	6	7
	Al	7	8	7	9	9
	Fe_2O_3	16	18	16	18	17
	H_2O	9	7	10	7	8
	Хромитовый концентрат	30	32	27	25	32
	Бентонит	15	16	16	15	17
	Шамот	16	13	17	20	10
Прочность, МПа		40	38	37	35	35
Кажущаяся плотность, г/см ³		2,9	2,7	2,7	2,8	2,7

В результате экспериментальных исследований установлено, что содержание сульфата магния в составе менее 6 % (масс.), алюминия - менее 7 % (масс.), оксида железа - менее 16 % (масс.), хромитового концентрата - более 32 % (масс.) не обеспечивает протекания реакции с достаточной полнотой. При проведении идентичных экспериментов, но с увеличением в смеси содержания сульфата магния - более 7 % (масс.), алюминия - более 12 % (масс.), оксида железа - более 18 % (масс.), хромитового концентрата - менее 25 % (масс.) обнаружено, что экзотермическая смесь сгорает и огнеупорный материал получается оплавленным и пористым. При содержании бентонита менее 15 % (масс.) огнеупорный состав теряет прочность, повышается пористость, а при содержании более 17 % (масс.) отсутствуют условия для полной упаковки частиц, что влечет понижение плотности огнеупора.

В связи с вышеизложенным, самостоятельный интерес представляет исследование механизмов горения СВС-шихты, приводящих в конечном итоге к сочетанию необходимых свойств огнеупорного материала в экстремальных условиях. Ввиду этого одной из важных задач является разработка мертеля и защитного покрытия на основе СВС-технологии для футеровки сталеплавильных агрегатов, который позволил бы

продлевать сроки службы огнеупоров эксплуатируемых в агрессивных средах, в расплаве металла и шлака.

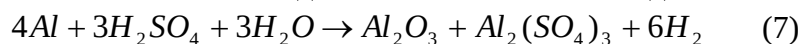
Известно, что сульфат магния играет двоякую роль, как связующее - придающее хорошую адгезионную способность огнеупорным массам и как окислитель. Сульфат магния ($MgSO_4$) горячей воды в виде ($MgSO_4 + H_2O$), из холодной в виде ($MgSO_4 + 7H_2O$). Водный раствор сульфата магния имеет слабокислую реакцию, вследствие гидролиза, pH равное 4 - 6 в зависимости от концентрации.

Следует отметить, что сернокислый магний является сильным окислителем и тем существенно влияет на термодинамические и теплофизические свойства шихты.

Для экспериментов использовался сульфат магния $MgSO_4$ (ч.д.а.). Содержание его в смеси варьировали от 3 до 18 %.

Сравнительные дифференциально-термические кривые шихты с сульфатом магния (кривые 1, 2) и без него (кривые 3, 4) свидетельствуют о наличии экзотермического эффекта в широком интервале температур от 453 до 933 °K в присутствии смеси сульфата магния (рисунок 3).

Из дериватограммы (рисунок 1), следует, что экзоэффект наблюдается при относительно низкой температуре около 393 - 413 °K. Это свидетельствует о том, что в системе происходят реакции с выделением. С увеличением алюминия и сульфата магния экзоэффект усиливается, приводя к вспучиванию образца. Наблюдаемые явления могут быть вызваны взаимодействием алюминия с водой в кислой среде:



Реакция идет бурно при затворении шихты раствором сульфата магния.

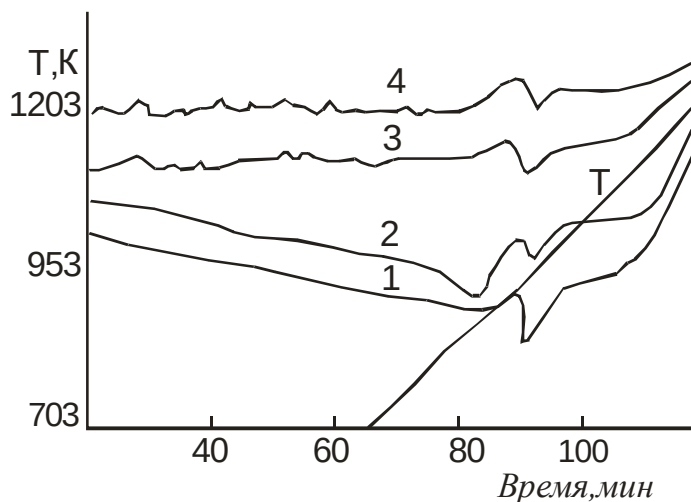
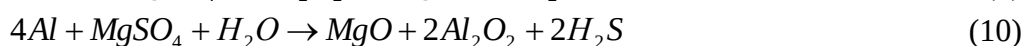
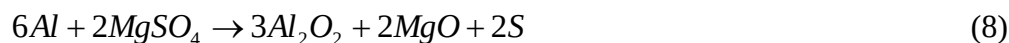


Рисунок 1 – Сравнительные дифференциально-термические кривые системы
X шамот – AlT и шамот – Al – $MgSO_4$

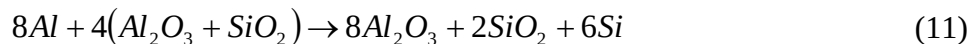
При исследовании зависимости механической прочности от содержания сульфата магния обнаружено, что максимальная механическая прочность на сжатие достигается при 12 % $MgSO_4$, затем падает за счет увеличения пористости.

Горение осуществлялось при температуре 1073 °K. В режиме горения шихты с сульфатом магния вероятны следующие экзотермические реакции:

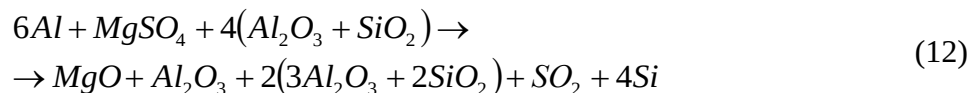


Тепловые эффекты реакций равны соответственно $\Delta H_1 = -996,8$ кДж/моль, $\Delta H_2 = -531,4$ кДж/моль, $\Delta H_3 = -400,2$ кДж/моль.

Все реакции сильно экзотермичны. В волне горения одновременно происходит другая окислительно-восстановительная реакция:

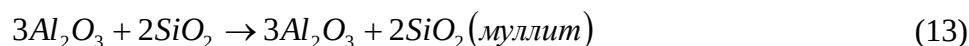


Исходя из наиболее вероятных реакций протекающих при СВС в шихте, можно получить общее уравнение:



Энтальпия реакции равна минус 1602 кДж/моль.

Таким образом, при горении системы *шамот* – *Al* – *MgSO₄* возможно протекание нескольких реакций с разными энергиями активации. Одновременно в волне горения идут процесс муллитизации и твердофазные реакции с образованием благородной шпинели:



Следует отметить, что вероятные экзотермические реакции с сульфатом магния протекают с выделением газообразных продуктов. Это приводит к тому, что с увеличением алюминия и сульфата магния в исходной шихте, согласно закону действия масс уменьшается скорость реакции. Из термодинамических представлений следует, что с повышением температуры равновесие в системе смещается в сторону эндотермической реакции. В зоне реакции происходит обратный процесс:



При повышении температуры равновесие смещается влево, так как происходит диссоциация SO_3 . Следует отметить, что сероводород – сильный восстановитель, а сернистый газ проявляет окислительные свойства:



Таким образом, скорость горения смеси (*шамот* – *Al* – *MgSO₄*) сильно подавляется образующимися газообразными продуктами.

Кинетический и термодинамический анализы изученных систем показали, что наиболее важными параметрами процесса горения являются начальная температура подогрева и соотношение компонентов. Изменение этих параметров приводит к определенному технологическому режиму, ввиду этого процесс позволяет получать материалы с заданными физико-механическими характеристиками и фазовым составом.

В предстартовом состоянии в смеси *шамот*–*Al* обнаруживается твердая фаза серого и коричневого цвета, которые обнаружены менее твердой фазой темно-серого цвета, а также присутствуют составляющее с металлическим блеском. Продуктами, полученными в режиме устойчивого горения, являются прочные однородные фазы серого цвета.

Начальная механическая прочность высушенных образцов из смеси *шамот*–*Al* колеблется от 1,3 до 4,0 МПа. Однако этим составом свойственно поглощать большое количество воды с одновременным увеличением объема, в последствии, теряя влагу, они дают дополнительную усадку.

Введение в шихту сульфата магния, придает свежесформованному сырцу вполне достаточную механическую прочность на сжатие 8,2 и 12,3 МПа, а также оказывает благоприятное влияние на ускорение сушки с минимальной дополнительной усадкой. Преимуществом сульфата магния для шихты является то, что после термообработки не наблюдается заметных дефектов.

При исследовании зависимости механической прочности на сжатие смесей (*шамот*–*Al*) и (*шамот*–*Al*–*MgSO₄*) от содержания алюминия обнаружено, что после спекания максимальная прочность на сжатие (28 МПа) смеси (*шамот*–*Al*) достигается при стехиометрическом составе 1,6 (30 % алюминия). С увеличением содержания алюминия в шихте прочность образцов снижается. Это связано с большой пористостью синтезированного материала. Предел прочности на сжатие образцов с сульфатом магния лежит ниже и имеет следующие максимальные значения 22,4 и 10,68 МПа.

Таким образом, результаты исследования свидетельствуют о том, что зависимость скорости и температуры горения для системы *шамот*–*Al* имеет однозначное соответствие, и что указывает на простую структуру волны горения. Этот эффект обусловлен переходом начала химических, экзотермических превращений в высокотемпературную область волны горения. Эффективная энергия активации системы *шамот*–*Al* и *шамот*–*Al*–*MgSO₄* равны соответственно 149 и 112 кДж/моль. Установлено, что кинетические закономерности горения системы *шамот*–*Al*, и *шамот*–*Al*–*MgSO₄* согласуются с известной теорией базового горения.

Источники

- 1 Рябов А.И., Примаченко В.В., Мартыненко В.В., Питак Н.В. Состояние и основные задачи по созданию современных огнеупоров для металлургической промышленности. // Металлург. и горнорудн. промышленность. – 1998, №2. – С 69-71.

Промышленные испытания новых видов коррозионностойких огнеупоров в расплавах металлургических шлаков

Сатбаев Б.Н., Жарменов А.А., Кокетаев А.И., Сатбаев С.Б., Шалабаев Н.Т.
(Астанинский филиал РГП «НЦ КПМС РК», г. Астана, Казахстан)

Приведены результаты исследований по получению составов коррозионностойких огнеупоров, эксплуатируемых в агрессивных средах, в расплаве металла и шлака. Материалы получены в Астанинском филиале РГП «НЦ КПМС РК».

Ключевые слова: огнеупоры, самораспространяющийся высокотемпературный синтез (СВС), коррозионная стойкость.

В последние годы актуальным является увеличение срока службы высокотемпературных металлургических агрегатов, что может быть достигнуто за счет улучшением качества огнеупорной футеровки, правильным подбором огнеупоров, регулярным ремонтом с помощью торкретирования, организацией динамической системы регулирования процесса плавки, защитой огнеупоров за счет покрытия их шлаком, устройством подфурменного устройства и т.д.

По разработанной ранее методике комплексных коррозионных испытаний нами проведено определение шлакоустойчивости огнеупорных изделий, изготовленных по СВС-технологии на основании составов, содержащих сульфат магния, алюминий марки АПВ-1, бой периклазохромитового кирпича, хромитовый концентрат, технический глинозем, шамот, декстрин и алюмохромфосфатную связку.

Химический состав огнеупоров и их некоторые свойства приведены в таблице 1. Изучение коррозионной устойчивости огнеупоров проводили в расплаве шлака состава (% (масс.)): SiO_2 -22,2; Al_2O_3 -6,17; Fe_2O_3 -3,33; FeO -6,91; CaO - 41,7; MgO -16,50; MnO -3,19; Na_2O - 0,33.

Таблица 1 – Химический состав синтезируемого огнеупорного материала

1. Химический состав (% (масс.)):	Исходный состав		
	№1	№2	№3
$\text{MgSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	8,5	18, 4	6,5
Al, АПВ-1	5,0	7,0	8,4
Технический глинозем	13,4	20,7	16,7
Хромитовый концентрат	20,8	остальное	25,3
Шамот	-	-	остальное
Бой периклазохромитового огнеупорного кирпича	остальное	-	-
Бой хромитомагнезитового кирпича	остальное	-	-
Декстрин	3,0	-	-
2. Открытая пористость, %	2,0	1,5	1,5
3. Кажущаяся плотность, г/см ³	3,59	3,77	3,88

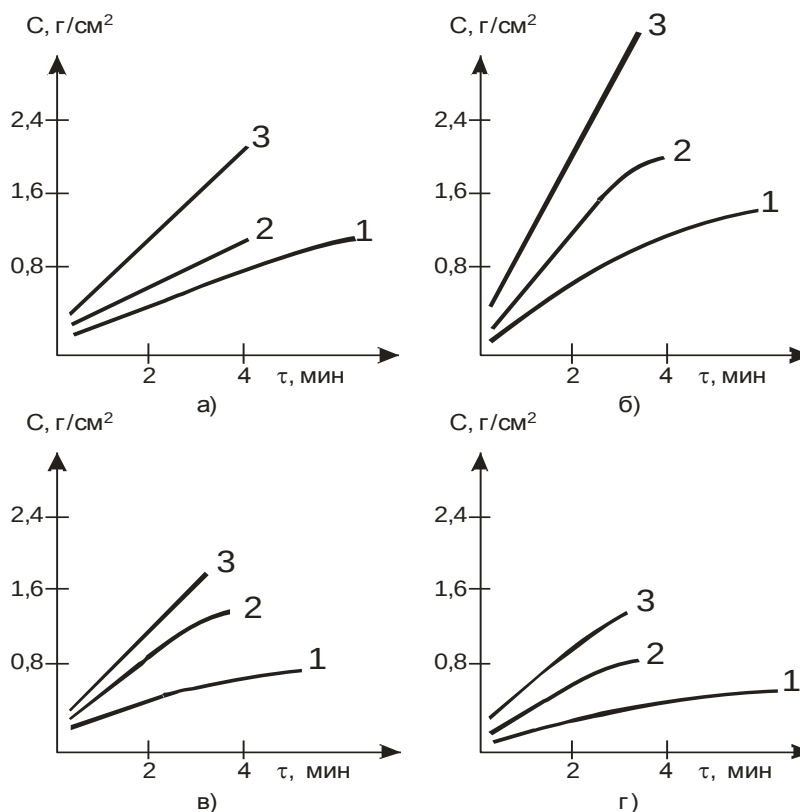
Также исследовали шлаковый износ огнеупорных образцов с содержанием 2,0; 2,5; 3,0; 3,5; 4,0; 5,0; 7,0; 10,0; 13,0 и 15,0 % оксида алюминия в контакте с конвертерным и синтетическими шлаками.

Состав шлаков приведен в таблице 2, шлаковая нагрузка 20 г шлака на 1 см² поверхности контакта огнеупора и шлака.

Таблица 2 – Состав используемых шлаков

Шлак	Массовая доля, %				
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	FeO + Fe ₂ O ₃
Конвертерный	11,12	1,23	36,95	7,16	37,83
Синтетический 1	10	25,0	45,00	5	15
Синтетический 2	16,11	31,90	47,44	3,47	0,38

Полученные результаты представлены на рисунке 1.



1 – конвертерный шлак; 2 – синтетический шлак 1; 3 – синтетический шлак 2

Рисунок 1 – Кривые износа огнеупора с содержанием 2,0 (а), 5,0 (б), 10,0 (в) и 15 (г) % Al_2O_3 в шлаковом расплаве

Ход кривых износа огнеупора показывает, что во всех случаях растворение протекает в диффузионной области. Независимо от содержания Al_2O_3 с большой скоростью материал огнеупора растворяется в синтетическом шлаке 2, с минимальной скоростью – в контакте с конвертерным шлаком.

По содержанию Al_2O_3 износ можно разбить на участки, на которых он может быть выражен в виде линейных зависимостей со значениями коэффициента корреляции по модулю от 0,64 до 0,83.

В контакте с конвертерным шлаком при содержании Al_2O_3 в огнеупоре от 2,0 % и более степень износа огнеупора увеличивается и достигает максимального значения при 5,0 % Al_2O_3 . Далее до содержания 10,0 % Al_2O_3 износ уменьшается незначительно (с коэффициентом - 0,019), более 10,0 % происходит более резкое снижение шлаковой коррозии (с коэффициентом - 0,092).

В контакте с синтетическими шлаками максимум износа отмечается при содержании 8,0-10,0% Al_2O_3 . С большой скоростью материал огнеупора растворяется в контакте с синтетическим шлаком 2, что является следствием наличия в последнем SiO_2 , ускоряющего распределение растворяющегося кремнезема в объеме шлака и тем самым увеличивающего скорость растворения огнеупора.

Таким образом, износ огнеупора при контакте с конвертерным и синтетическими шлаками происходит путем растворения с поверхности, проникновение компонентов шлака в глубь огнеупора незначительно. В контакте с конвертерным шлаком наименьшей стойкостью (в пределах составов исследованных материалов) обладают массы с содержанием 5,0% Al_2O_3 , в случае синтетических шлаков максимум износа смещается в область масс с содержанием 8,0-10,0% Al_2O_3 . Растворение материала огнеупора в воздействующем расплаве протекает в диффузионной области. Большая скорость растворения огнеупора в синтетическом шлаке 2 объясняется наличием в последнем кремнезема.

Зависимость износа огнеупора от содержания Al_2O_3 может быть представлена в виде кусочно-линейной функции со значениями коэффициента корреляции по модулю от 0,64 до 0,83.

Для повышения стойкости в контакте с конвертерным шлаком необходимо использовать полуокислые материалы с содержанием $<5,0\%$ Al_2O_3 или составы с содержанием $>10,0\%$ Al_2O_3 . Алюмосиликатные материалы с содержанием 2,0-15% Al_2O_3 не могут быть рекомендованы для службы в контакте с синтетическими шлаками.

В доменном цехе АО «АрселорМиттал Темиртау» при производстве чугуна используются открытые чугуновозные ковши ёмкостью 100 тонн для его транспортировки в кислородно-конверторный цех. В отличие от используемых в настоящее время на многих заводах чугуновозов миксерного типа, недостатком чугуновозов, применяемых на АО «АрселорМиттал Темиртау» следует считать большую поверхность контакта жидкого чугуна с атмосферным воздухом по отношению к весу транспортируемого чугуна. В результате происходит более интенсивное охлаждение чугуна, а также небольшого количества шлака, находящегося на поверхности металла. Следствием этого является образование в верхней части ковша твёрдых корок, которые остаются в ковше после слива чугуна. Процесс образования корок особенно усиливается при эксплуатации в зимнее время при отрицательных температурах. Это приводит к уменьшению вместимости ковша, создаёт проблемы в миксерном отделении кислородно-конверторного цеха при переливе чугуна в чугунозаливочный ковш. В отдельных случаях создаются аварийные ситуации из-за опрокидывания чугуновозного ковша в момент слива. Опрокидывание происходит из-за значительного смещения центра тяжести чугуновозного ковша в результате образования слишком мощных корок в верхней части.

Для минимизации интенсивности образования корок в верхней части ковша в доменном цехе АО «АрселорМиттал Темиртау» используется способ, связанный с подсыпкой в чугуновоз мелкого кокса. Однако, при большой интенсивности образования корок (в условиях отрицательных температур), этот способ недостаточно эффективен. Требуется большой расход мелкого кокса, который впоследствии создаёт помехи в процессе выплавки стали. Повышаются также и трудозатраты, связанные с выдачей жидких продуктов плавки из доменной печи и транспортировкой чугуна.

В рамках поиска более эффективных способов предотвращения образования корок в верхней части чугуновозных ковшей в доменном цехе проводились промышленные испытания по использованию экзотермической смеси Атажас-88, полученной по технологии, разработанной в Астанинском филиале РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» [1-3]. Разработанная экзотермическая смесь по своим свойствам позволяет

не только уменьшить интенсивность процесса образования корок, но и приводит к постепенному расплавлению уже образовавшихся (при регулярном использовании).

Теплоизоляционные/экзотермические смеси для утепления зеркала чугуна в чугуновозных ковшах для снижения теплотерь при транспортировке чугуна в конверторный цех были исследованы при проведении опытно-промышленных испытаний на АО «АрселорМиттал Темиртау» [4].

Предварительные кратковременные испытания в первой половине 2014 г, выполненные на двух чугуновозных ковшах, показали удовлетворительную эффективность использования предлагаемой смеси. Целью промышленных испытаний второго полугодия 2014 г являлось подтверждение полученной эффективности при массовом регулярном использовании.

Укрупненные промышленные испытания начались в сентябре 2014 года, использовался весь парк (20-25 ковшей). При положительной температуре окружающего воздуха расход смеси установлен в количестве 12, 5 кг (1 мешок) на каждый ковш. Смесь, расфасованная в мешки по 12,5 кг, была поставлена на все печи и использовалась при наливке каждого ковша. Забрасывание смеси производилось при наливке 3/4 объёма ковша. Подобным образом использование смеси производилось в сентябре-октябре 2014 г. Цель использования в тёплое время года - минимизация риска вхождение в холодное время с заросшими чугуновозными ковшами. В ноябре 2014 г, при уменьшении температуры окружающего воздуха до отрицательных значений, расход смеси был увеличен до 25 кг (2 мешка) на каждый ковш.

Предварительная оценка эффективности использования термо-экзотермической смеси Атажас-88 производилась по изменению веса тары чугуновозов в сравнении с январём-февралём 2014 г. Выбор базового периода обусловлен необходимостью сравнения выбранного показателя в условиях низких температур.

Результаты испытаний

Оценка изменения веса тары чугуновозов в сравнении с январём-февралём 2014 г показала следующее:

Средний вес тары (таблица 3) уменьшился на 4,5 т по сравнению с январём и на 8,3 т по сравнению с февралём 2014 г.

Таблица 3 – Доля веса тары от общего количества наливов, %

Время проведения измерений	Вес тары чугуновоза, т										
	≤ 75	75-80	80-85	85-90	90-95	95 - 100	100-105	105-110	110-115	115-120	≥ 120
январь 2014 г	2,72	6,87	15,21	34,15	25,09	10,71	3,38	1,47	0,49	0,15	0,26
февраль 2014 г	1,62	5,62	12,53	27,31	28,83	14,31	5,11	2,3	1,03	0,39	0,94
Ноябрь 2014 г	3,03	20,3	34,38	26,3	10,78	2,77	1,02	0,82	0,33	0,07	0,2

Максимальные значения по распределению веса тары чугуновозов сдвинулись из интервала 85-90 тонн (январь) и 90-95 тонн (февраль) в интервал 80-85 тонн, что хорошо видно на рисунке 2. Вес тары около 80 тонн означает практически полное отсутствие зарастания чугуновозных ковшей.

Уменьшение тары чугуновозов получено, несмотря на то, что в ноябре имелось время работы ДП в условиях ограниченного сбыта чугуна. В январе-феврале время работы с ограничениями по сбыту отсутствовало. По опыту работы известно, что, в условиях ограниченного сбыта чугуна, ковши в миксерном отделении ККЦ не всегда

сливаются полностью. Поэтому, при провеске пустых ковшей после слива, в вес тары часто входит и вес не слитого чугуна. В результате такая работа приводит к увеличению веса тары чугуновозов. Полученное, вопреки этому, уменьшение веса тары говорит о наличии положительного технического эффекта от использования термо-экзотермической смеси Атажас-88 при наполнении чугуновозов.

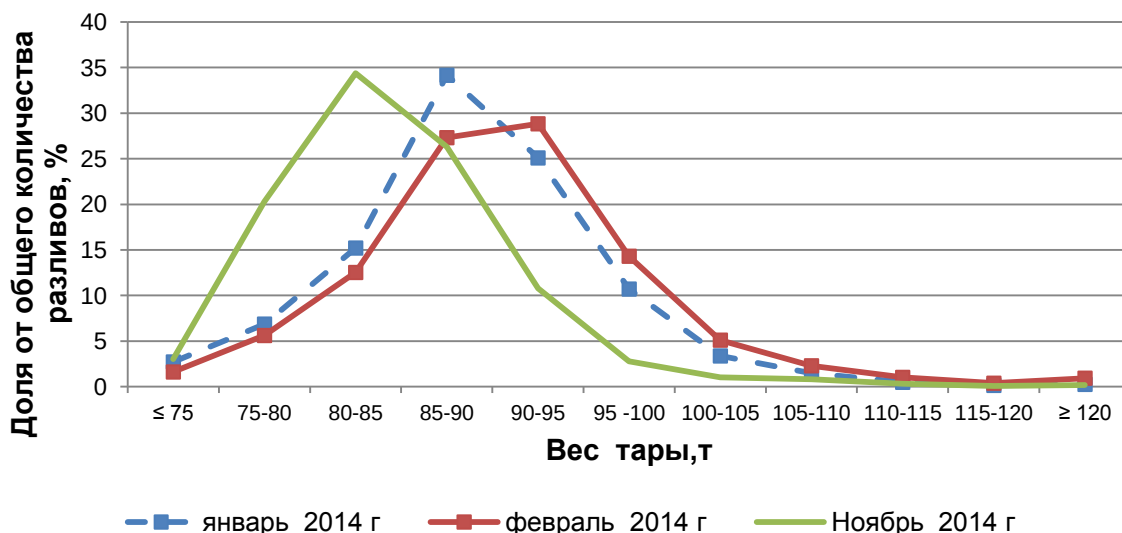


Рисунок 2 – Распределение веса тары при проведении испытаний

По результатам испытаний получен положительный технический эффект от использования термо-экзотермической смеси «Атажас-88». Средний вес тары уменьшился на 6,4 т (в среднем от января и февраля 2014 г), что создало условия для увеличения среднего налива ковшей и уменьшило риски, связанные с застыванием чугуновозов.

Источники

- 1 Б. Н. Сатбаев, А. А. Жарменов, А. И. Кокетаев, Н. Т. Шалабаев. Технологические характеристики новых синтезированных огнеупоров // Новые огнеупоры. – 2013, № 5. – С. 42-47.
- 2 Satbaev, B. N. Production properties of new synthesized refractories / B. N. Satbaev, A. A. Zharmenov, A. I. Koketaev, N. T. Shalabaev // Refractories and Industrial Ceramics. – 2013, Vol.54, № 3. – P. 210-214.
- 3 Сатбаев Б.Н., Жарменов А.А., Кокетаев А.И., Шалабаев Н.Т. Технологические характеристики новых синтезированных огнеупоров // Новые огнеупоры. – 2013, № 5. – С. 42-47.
- 4 Satbaev, B. N. Production properties of new synthesized refractories / B. N. Satbaev, A. A. Zharmenov, A. I. Koketaev, N. T. Shalabaev // Refractories and Industrial Ceramics. – 2013, Vol.54, № 3. – P. 210-214.
- 5 Сатбаев Б.Н., Жарменов А.А., Кокетаев А.И., Шалабаев Н.Т. Перспективы использования метода СВС в производстве огнеупоров для утепления чугуновозных ковшей и зеркала чугуна // Новые огнеупоры. – 2014, №4. – С. 3-5.
- 6 Сатбаев Б.Н., Жарменов А.А., Кокетаев А.И., Шалабаев Н.Т., К. К. Баитов. Испытания огнеупоров нового поколения в чугуновозных ковшах АО «АрселорМиттал Темиртау» // Новые огнеупоры. – 2015, № 3. – С. 71-74.

Получение вольфрамата кальция из низкокачественных концентратов

Ситдиков Ф.Г.¹, Галкова Л.И.¹, Пикулин К.В.², Селиванов Е.Н.²

(¹ ЗАО «ПТП «Резонанс», г. Екатеринбург, Россия, ² Институт металлургии УрОРАН, г. Екатеринбург, Россия)

Представлена усовершенствованная технология переработки вольфрамовых концентратов, позволяющая получать качественную товарную продукцию: триоксид вольфрама и вольфрамат кальция, пригодные для использования в производстве ферросплава. Технология предусматривает спекание концентрата с солями щелочных металлов, выщелачивание спёка, осаждение вольфрамата кальция, его обработки азотной кислотой с получением триоксида вольфрама. Особенностью технологии является использование при спекании карбоната калия – для получения соединений с большей температурой плавления, применение нитрата кальция при осаждении CaWO_4 – как реагента, обеспечивающего снижение загрязнения окружающей среды.

Ключевые слова: вольфрамовый концентрат, спекание, гидрометаллургия, вольфрамат кальция, ферровольфрам.

Вольфрам – металл с уникальными свойствами, обладающий высокой температурой плавления, повышенной плотностью, твердостью, термической и химической устойчивостью, а также хорошей электропроводностью [1]. Эти свойства делают его важнейшим компонентом во многих промышленных областях. Широкое применение вольфрам получил в производстве быстрорежущих и жаропрочных сталей, а также сплавов со специальными свойствами [2].

Исходные руды, содержащие 0,2-2% вольфрама подвергают обогащению с получением концентратов, содержащих не менее 55% WO_3 [3]. Качество концентратов связано с содержанием в нем примесей железа, молибдена, марганца, кремния, цветных металлов и серы. Качественные концентраты используют для выплавки ферровольфрама [4], используемого при легировании сталей, или выделения химического реагента - WO_3 . В ходе выплавки ферровольфрама из концентратов в сплав переходят молибден, медь и фосфор, а также сера, олово, марганец. Оксиды кремния, алюминия и кальция образуют шлак. Снижение качества сырья и повышение доли вредных примесей в концентрате существенно затрудняют получение качественного ферровольфрама.

Для получения из низкокачественных концентратов продукции, удовлетворяющей требованиям ферросплавного производства, прямого легирования стали, выпуска металла и его карбида, применяют химические способы переработки сырья. Так, для производства триоксида вольфрама в промышленной практике используют, в основном, два способа: спекание или сплавление концентратов с содой с последующим выщелачиванием спёка водой или разложение концентратов растворами щелочи или соды в автоклавах [5].

Наиболее распространен универсальный способ спекания концентратов с содой [6] во вращающихся трубчатых печах при температуре 800-900°C в присутствии кислорода. Основной недостаток способа состоит в том, что реакционная масса переходит в полурасплавленное состояние или жидкотекучий расплав. Формирование такой фазы связано с образованием легкоплавкого (698°C) вольфрамата натрия, как основной составляющей спёка. Расплав разъедает футеровку печи, способствует образованию настывлей, но препятствует спеканию и перемещению шихты. Для уменьшения доли легкоплавких соединений в шихту вводят оборотные материалы (шламы) в количестве, обеспечивающем снижение содержания WO_3 в шихте до 20-

22%. Этим приемом добиваются работоспособности агрегата, но снижают производительность печи.

Предложена [7-9] усовершенствованная технология переработки вольфрамитового концентрата, исключающая недостатки традиционной схемы. Способ предусматривает спекание концентрата с карбонатом калия, взятым вместо соды, при температуре 700-800⁰С с получением K₂WO₄, имеющего более высокую температуру плавления (923⁰С) по сравнению с Na₂WO₄. В этом случае исключается появление жидкой фазы при спекании шихты и образование настывлей, процесс не требует разубоживания шихты хвостами от выщелачивания спёка.

Предложено также применять нитрат кальция (вместо хлорида) для получения вольфрамата кальция, а для его разложения – азотную кислоту (вместо соляной), что предупреждает образование хлорсодержащих отходов производства и загрязнение окружающей среды. Образующийся раствор нитрата кальция является обратным продуктом и передается на стадию осаждения CaWO₄. Технология позволяет перерабатывать также шеелитовые концентраты и другое вольфрамсодержащее сырьё.

Для оценки термодинамической возможности взаимодействия компонентов сырья с предложенными реагентами в ходе спекания, очистки растворов и осаждения из них вольфрамовых продуктов, были выполнены расчеты (таблица 1) с использованием программы HSCChemistry 6.12 [10]. Подтверждена высокая вероятность рассмотренных реакций.

Таблица 1 – Изменение стандартной энергии Гиббса некоторых реакций в реализованной технологии

№	Реакция	ΔG_{973} , кДж
1	$2FeWO_4 + 2K_2CO_3 + 0,5O_2 = 2K_2WO_4 + Fe_2O_3 + 2CO_2$	-925,2
2	$3MnWO_4 + 3K_2CO_3 + 0,5O_2 = 3K_2WO_4 + Mn_3O_4 + 3CO_2$	-583,9
3	$SiO_2 + K_2CO_3 = K_2SiO_3 + CO_2$	-35,6
4	$MoO_3 + K_2CO_3 = K_2MoO_4 + CO_2$	-160,0
5	$SO_3 + K_2CO_3 = K_2SO_4 + CO_2$	-260,5
		ΔG_{298} , кДж
6	$K_2WO_4 + Ca(NO_3)_2 = CaWO_4 + 2KNO_3$	-118,9
7	$K_2MoO_4 + Ca(NO_3)_2 = CaMoO_4 + 2KNO_3$	-99,0
8	$K_2SO_4 + Ca(NO_3)_2 = CaSO_4 + 2KNO_3$	-53,5
9	$K_2CO_3 + Ca(NO_3)_2 = CaCO_3 + 2KNO_3$	-110,3
10	$CaWO_4 + 2HNO_3 = H_2WO_4 + Ca(NO_3)_2$	-49,6
11	$CaMoO_4 + 2HNO_3 = H_2MoO_4 + Ca(NO_3)_2$	-56,6
12	$CaCO_3 + 2HNO_3 = Ca(NO_3)_2 + H_2O + CO_2$	-83,3
13	$K_2SiO_3 + 2HNO_3 = H_2SiO_3 + 2KNO_3$	-269,6
14	$K_2CO_3 + 2HNO_3 = 2KNO_3 + H_2O + CO_2$	-193,6

Отработку параметров и режимов процессов проводили на концентратах Калгутинского и Новоорловского месторождений, значительно отличающихся по своему составу (таблица 2).

Таблица 2 – Химический состав вольфрамитовых концентратов

Месторождение	WO ₃	Mo	SiO ₂	Fe	Cu	Mn	CaO	Al ₂ O ₃	S
Калгутинское	44,5	4,42	6,4	11,8	4,69	7,5	0,53	0,41	12,1
Новоорловское	62,0	0,006	4,8	19,4	0,005	2,6	0,33	-	0,8

Концентрат Калгутинского месторождения (рисунок 1) по своему качеству уступает Новоорловскому, имеет меньшее содержание вольфрама, значительно большее – молибдена, меди и серы. Предварительные эксперименты показали, что при его спекании образуется легкоплавкий (200°C) сульфат меди, который хорошо смачивает огнеупорную футеровку печи и способствует образованию настывлей. В связи с тем, что эти сульфаты хорошо растворимы в воде, технологические растворы загрязняются серой, которая снижает качество товарного продукта. Отсюда следует вывод о необходимости десульфуризации концентрата до его спекания с карбонатом калия. Операция окислительного обжига включается в технологическую схему при переработке вольфрамсодержащего сырья с повышенным содержанием серы.

Концентрат Новоорловского месторождения, содержащий около 0,8% серы, обжига не требует. Спекание концентрата с добавкой поташа протекает без осложнений. Раствор от выщелачивания спёка имеет высокую концентрацию WO_3 и незначительное количество примесей. После очистки от кремния раствор обрабатывали нитратом кальция с выделением осадка CaWO_4 . Извлечение вольфрама из раствора составляет 97,8-98,5%.

Результаты работы послужили основой технологии, реализованной ЗАО ПТП «Резонанс» в опытно-промышленном масштабе. Технология освоена и успешно применяется для переработки различного вольфрамсодержащего сырья, в том числе некондиционных низкокачественных концентратов и техногенных отходов, например, отработанных катализаторов. Технология переработки включает две основные линии (рисунок 2): обжига (при повышенном содержании серы в сырье) с последующим спеканием материала с добавкой поташа и гидрохимической обработки спёка с получением готовой продукции.

Для окислительного обжига материалов установлена трубчатая вращающаяся печь. Спекание материала с карбонатом калия осуществляется в камерной печи, в которую устанавливаются поддоны с шихтой.

Гидрохимическая линия для переработки спёка включает 4 герметичных реактора, расположенных последовательно. Реакторы изготовлены из нержавеющей стали, оборудованы системами обогрева паром, перемешивающими устройствами (мешалками). Каждый реактор соединен с нутч-фильтром.

Товарной продукцией производства является вольфрамат кальция (рисунок 1), содержащий 55-64% вольфрама, 14-20% кальция, 0,1% серы. Триоксид вольфрама, получаемый, при необходимости, кислотным разложением CaWO_4 .

В промышленной практике вольфрамат кальция как товарный продукт не производят, поэтому на него отсутствуют нормативные требования. В производстве высококачественной стали [11] применяют ферровольфрам различных марок, в котором содержание серы не превышает 0,1% (для марок ФВ65-72) [12]. Полученный продукт удовлетворяет этим требованиям и может быть использован для обработки стали.

Полученный вольфрамат кальция (59,5%W, 13,7% Ca и 0,1%S) в лабораторных опытах применили для выплавки ферросплава. В опытах получили ферровольфрам (рисунок 1) заданного состава. Дифрактограммы образцов исходного вольфрамата кальция и выплавленного ферровольфрама (рисунок 4) указывают на преобладание фаз CaWO_4 и Fe_2W в каждом из взятых образцов.



Рисунок 1 – Вольфрамовый концентрат (а), вольфрамат кальция (б), ферровольфрам (в)

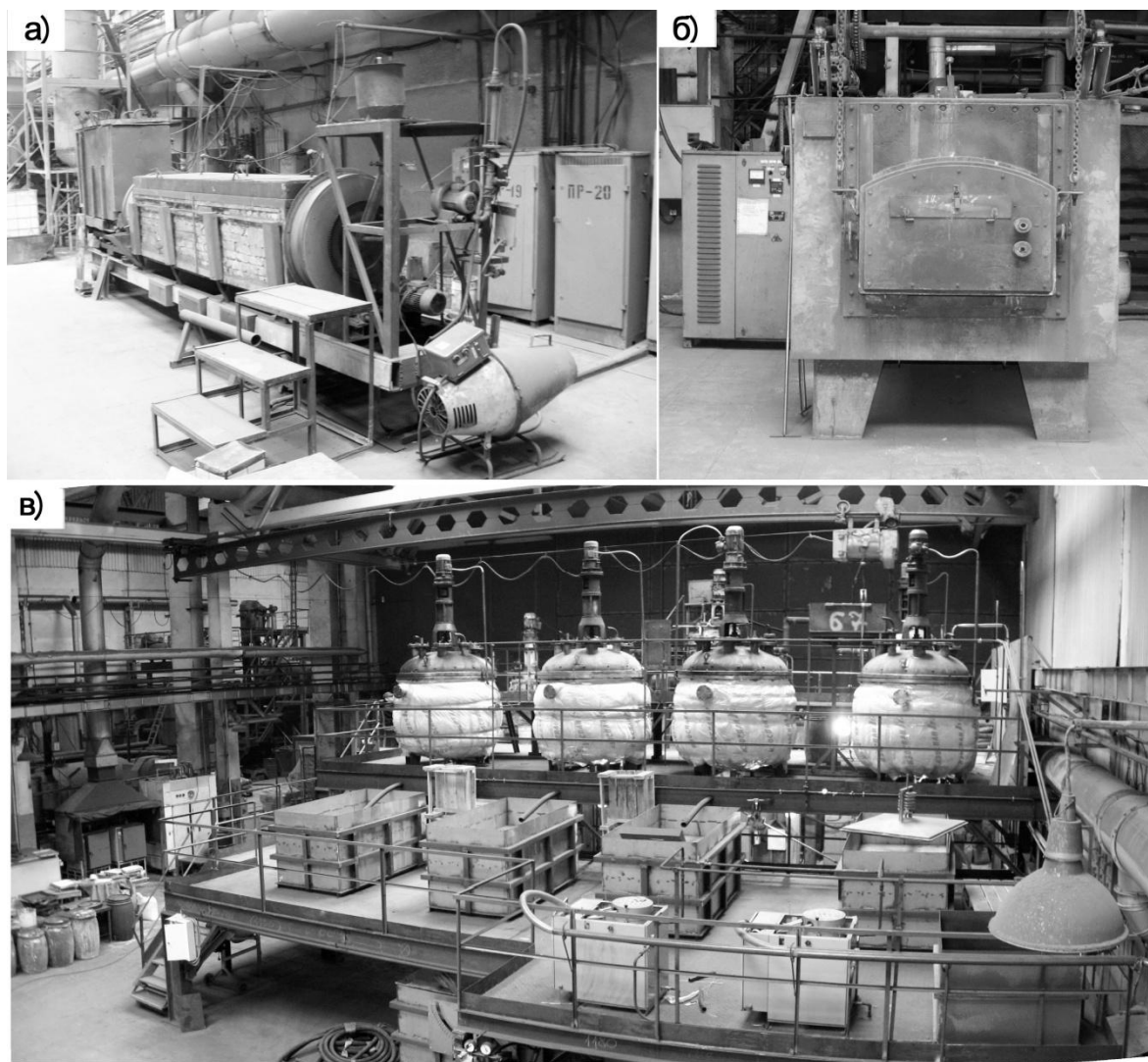


Рисунок 2 – Оборудование опытно-промышленного участка переработки вольфрамсодержащего сырья:
а – трубчатая вращающаяся печь; б – камерная обжиговая печь; в – реакторы для осаждения и выщелачивания

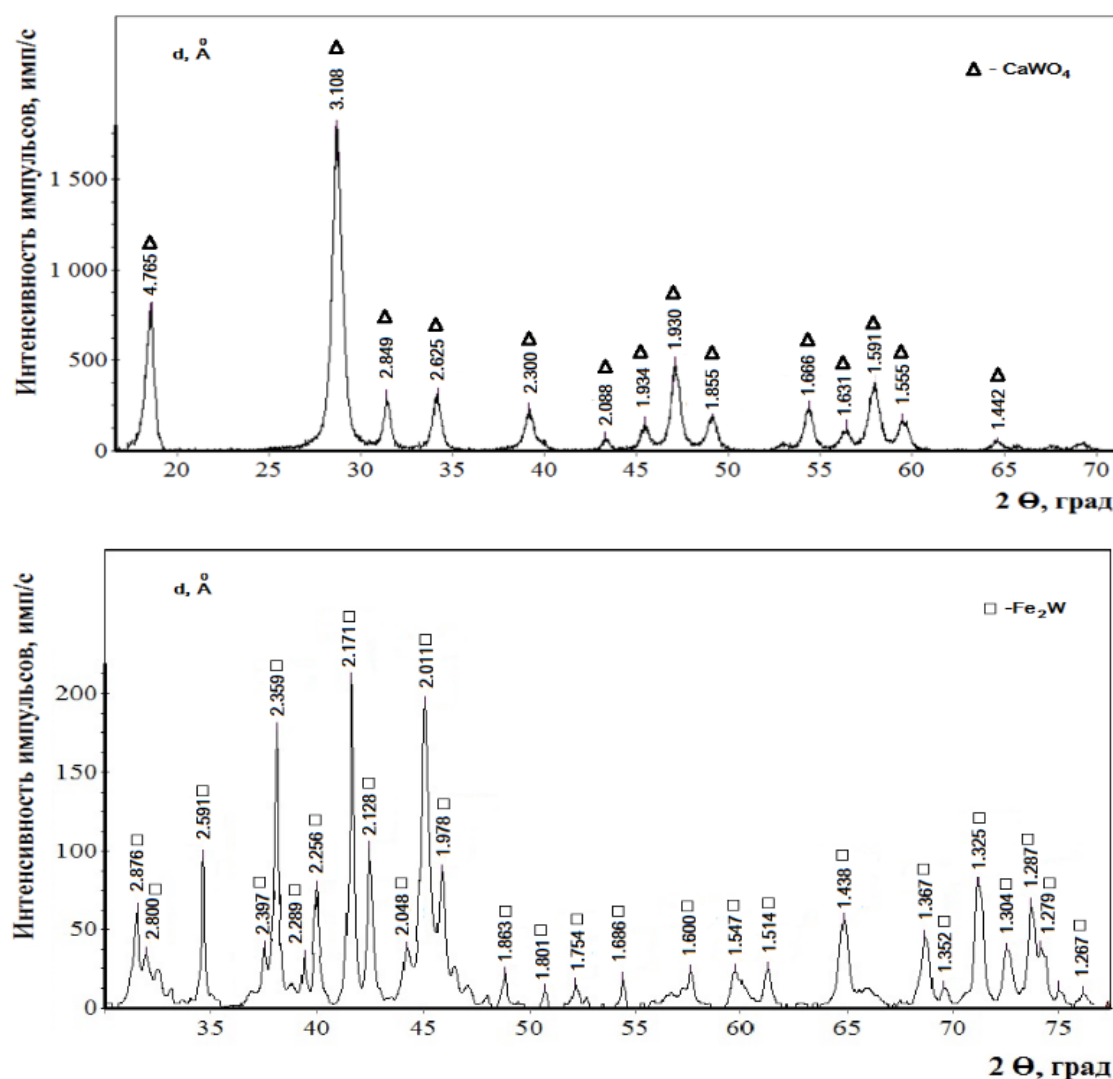


Рисунок 3 – Дифрактограммы вольфрамата кальция (а) и ферровольфрама (б)

Таким образом, разработана усовершенствованная технология производства триоксида вольфрама и вольфрамата кальция из вольфрамитовых концентратов и некондиционного вольфрамсодержащего сырья. Полученные продукты пригодны для производства ферросплавов и прямой обработки стали. Технология позволяет вовлечь в производство низкокачественное сырье и выпускать товарную вольфрамовую продукцию высокой степени готовности.

Источники

- 1 Колобов Г.А., Бредихин В.Н., Маняк Н.А., Шевелев А.И. Металлургия цветных металлов. – Донецк: Кальмиус, 2007. – 462 с.
- 2 Рахманкулов М.М., Парашенко В.М. Технология литья жаропрочных сплавов – Москва: Интермет Инжиниринг, 2000. – 464 с.
- 3 Зеликман А. Н., Никитина Л.С. Вольфрам. – Москва: Металлургия, 1978. – 272 с.
- 4 Зайко В.П., Жучков В.И., Дробышевский П.А., Дробышевский В.А., Воронов Ю.И. Технология вольфрамсодержащих ферросплавов. – Екатеринбург, 2005. – 557 с.
- 5 Лыкасов А. А., Рысс Г.М., Жихарев В.М. Металлургия вольфрама и молибдена. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 80 с.
- 6 Зеликман А. Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких металлов. – Москва: Металлургия, 1991. – 432с.

- 7 Патент РФ № 2291111 Способ получения вольфрамата кальция / Кожевников Г.Н., Ситдилов Ф.Г., Водопьянов А.Г.; заявл. 11.07.2005; опубл. 10.01.2007.
- 8 Патент РФ № 2293132 Способ переработки вольфрамитового концентрата/ Кожевников Г.Н., Водопьянов А.Г., Ситдилов Ф.Г.; заявл. 07.07.2005; опубл. 10.02.2007.
- 9 Кожевнико Г.Н., Ситдилов Ф.Г., Водопьянов А.Г. Исследования и разработка технологии переработки вольфрамитовых концентратов // В кн.: На стыке науки и производства. – Екатеринбург: Изд-во УрО РАН, 2010. – С.27-40.
- 10 Outotec's Chemical Reaction and Equilibrium Software HSC Chemistry, version 6.12.
- 11 Емлин Б. Н., Гасин М.Ц. Справочник по электротермическим процессам. – Москва: Металлургия, 1978. – 288 с.
- 12 ГОСТ 17291 – 93. Ферровольфрам. Технические требования и условия поставки. – Взамен ГОСТ 17293 – 82; Введ. с 01.07.93. – Москва: Госстандарт, 1993. – 8 с.

Теплоемкость и термодинамические функции кобальто-манганита $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$ в интервале 298,15-673 К

*Туртубаева М.О.², Касенов Б.К.¹, Амерханова Ш.К.¹, Николов Р.Н.³,
Касенова Ш.Б.¹, Сагинтаева Ж.И.¹*

*(¹ Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан,
² Карагандинский государственный университет имени Е.А. Букетова, г. Караганда,
Казахстан, ³ Химико-металлургический и технологический университет, Болгария)*

Приведены результаты термодинамических исследований кобальто-манганита состава $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$. В результате калориметрических исследований теплоемкости в интервале 298,15-673 К у соединения на кривой зависимости $C_p \sim f(T)$ обнаружены λ -образные фазовые переходы II-рода при температурах 348 К и 498 К, с учетом которых выведены уравнения температурной зависимости теплоемкости. Рассчитаны температурные зависимости термодинамических функций $S^0(T)$, $H^0(T)-H^0(298,15)$ и $\Phi^{xx}(T)$ исследуемого кобальто-манганита.

Ключевые слова: кобальто-манганит, термодинамические функции, теплоемкость, фазовые переходы.

Синтез и исследование термодинамических свойств новых соединений на основе переходных металлов имеет научный и практический интерес в связи с их полифункциональными свойствами.

В данной работе приводятся результаты калориметрических исследований теплоемкости синтезированного нами нового кобальто-манганита $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$, проведенного на калориметре ИТ-С-400 в интервале 298,15-673 К. $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$ синтезирован нами по керамической технологии из La_2O_3 , CoO , Mn_2O_3 и Li_2O_3 в интервале 800-1250 °С. Установлено, что в данном соединении кристаллизуется в кубической сингонии с параметрами решетки: $a = 15,55 \text{ \AA}$, $V^0 = 3756,26 \text{ \AA}^3$, $V^0_{\text{эл.яч.}} = 626,04 \text{ \AA}^3$, $Z = 6$, $\rho_{\text{рент.}} = 5,52 \text{ г/см}^3$, $\rho_{\text{пикн.}} = 5,49 \pm 0,04 \text{ г/см}^3$.

Исследование изобарной теплоемкости кобальто-манганита $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$ проводили в интервале 298,15-673 К на калориметре ИТ-С-400. Продолжительность измерений во всем интервале температур обработки экспериментальных данных составляла около 2,5 ч. Предел допускаемой погрешности прибора по паспортным данным составляет $\pm 10\%$. Градуировка прибора осуществлялась на основании определения тепловой проводимости тепломера K_T [1, 2]. Для этого были проведены эксперименты с медным образцом и пустой ампулой. Работа прибора проверена определением теплоемкости $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$. Полученное значение $C_p^0(298,15) \text{ Al}_2\text{O}_3$ [76,0 Дж/моль·К] удовлетворительно согласуется с его справочными данными [79,0 Дж/моль·К] [3]. При каждой температуре (через 25 К) проводились по пять параллельных опытов, результаты которых усреднялись и обрабатывались методами математической статистики [4]. Для значений удельных теплоемкостей рассчитывались среднеквадратичные отклонения ($\bar{\delta}$), а для молярных теплоемкостей - случайные составляющие погрешности (Δ). В наших экспериментах систематическая погрешность и ошибки в измерении температуры не учитывались, так как они по сравнению со случайными составляющими погрешности были пренебрежительно малы.

Ниже в таблице 1 и на рисунке 1 приведены результаты калориметрических исследований.

Таблица 1 – Экспериментальные значения теплоемкостей кобальто-манганита в интервале 298,15-673 К $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$ [$C_{p(\text{уд.})} \pm \bar{\delta}$, Дж/(г·К); $C_p^0(\text{м}) \pm \Delta$, Дж/(моль·К)]

T, К	$C_p \pm \bar{\delta}$	$C_p^0 \pm \Delta$	T, К	$C_p \pm \bar{\delta}$	$C_p^0 \pm \Delta$
298.15	0,6479±0,0183	225±18	498	0,7288±0,0099	253±10
323	0,7612±0,0171	264±16	523	0,5568±0,0128	193±12
348	0,8410±0,0116	292±11	548	0,3919±0,0072	136±7
373	0,5071±0,0088	176±9	573	0,4149±0,0121	144±12
398	0,4180±0,0149	145±14	598	0,4219±0,0144	146±14
423	0,3830±0,0082	133±8	623	0,4600±0,0090	160±9
448	0,4226±0,0058	147±6	648	0,5038±0,0124	175±12
473	0,5245±0,0140	182±13	673	0,5668±0,0084	197±8

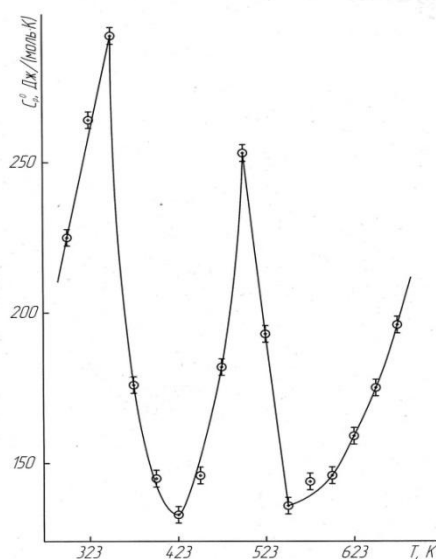


Рисунок 1 – Зависимость теплоемкости $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$ от температуры

При температурах 348 и 498 К $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$ претерпевает λ -образные фазовые переходы II-рода. С учетом выявленных температур фазового перехода II-рода, выведены уравнения температурной зависимости теплоемкости, которые описываются уравнениями, приведенными в таблице 2.

Таблица 2 – Уравнения температурной зависимости теплоемкости $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$

Коэффициенты уравнения $C_p^0 = a + bT + cT^2$, Дж/(моль·К)			ΔT , К
a	$b \cdot 10^{-3}$	$-c \cdot 10^5$	
-(174,6±10,8)	1339,6±82,9	-	298-348
-(6161,9±381,5)	10278,3±636,4	3483,7±215,7	348-423
-(5992,4±371,0)	9469,6±586,3	3792,3±234,8	423-498
882,0±54,6	-(1655,9±102,5)	484,2±30,0	498-548
-(1442,4±89,3)	1913,3±118,5	1591,0±98,5	548-673

Далее из опытных данных по $C_p^0(T)$ и расчетного значения $S^0(298,15)$ были вычислены температурные зависимости термодинамических функций $S^0(T)$, $H^0(T)-H^0(298,15)$ и $\Phi^{xx}(T)$ $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$. При оценке погрешностей функций $S^0(T)$ и $\Phi^{xx}(T)$ учитывали погрешности оценки $S^0(298,15)$ (~ 3.0) (таблица 3).

Таблица 3 – Термодинамические функции $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$ в интервале 298,15-675 К

T, К	$C_p^0(T) \pm \Delta$, Дж/(моль·К)	$S^0(T) \pm \Delta$, Дж/(моль·К)	$H^0(T)-H^0(298,15) \pm \Delta$, Дж/моль	$\Phi^{xx}(T) \pm \Delta$, Дж/(моль·К)
$\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$				
298,15	211±13	200±6	-	200±6
300	227±14	202±19	450±30	200±18
325	261±16	221±20	6550±400	201±19
350	294±18	242±22	13490±840	203±19
375	170±11	257±24	18950±1170	206±19
400	127±8	266±25	22530±1400	210±19
425	135±8	274±25	25700±1590	213±20
450	184±11	283±26	29610±1830	217±20
475	187±12	291±27	33650±2080	221±20
500	259±16	303±28	39170±2430	224±21
525	188±12	313±29	40300±2500	237±22
550	131±8	321±30	58600±3630	214±20
575	139±9	327±30	62030±3840	219±20
600	148±9	333±31	65600±4060	224±21
625	161±10	339±31	69440±4300	228±21
650	178±11	346±32	73660±4560	233±21
675	198±12	353±32	78360±4850	237±22

Источники

- 1 Платунов Е.С., Буравой С.Е., Курепин В.В., Петров Г.С. Теплофизические измерения и приборы. Л.: Машиностроение, 1986. – 256 с.
- 2 Техническое описание и инструкции по эксплуатации ИТ-С-400. Актюбинск: Актюбинский завод «Эталон», 1986. – 48 с.
- 3 Robie R.A., Hewingway B.S., Fisher J.K. Thermodynamic Properties of Minerals and Related Substances at 298,15 and (10^5 Paskals) Pressure and at Higher Temperatures.- Washington, 1978. – 456 p.
- 4 Спиридонов В.П., Лопаткин А.А. Математическая обработка экспериментальных данных. М.: Изд-во МГУ, 1970. – 221 с.

Термогравиметрический анализ восстановления титаномагнетитового концентрата месторождения Масальское

*Ультаракова А.А., Найманбаев М.А., Онаев М.И., Малдыбаев Г. К.,
Алжанбаева Н.Ш., Квятковская М.Н.*

(АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)

Термогравиметрические исследования по восстановлению титаномагнетитового концентрата месторождения Масальское шубаркульским углем и антрацитом с добавлением соды. Показано каталитическое влияние соды на восстановление железа из титаномагнетита.

Ключевые слова: термические кривые, каталитическое влияние соды, прогнозирование, углеродсодержащий восстановитель.

В связи с дефицитом в Республике Казахстан железо- и титансодержащих руд актуальным становится использование менее технологичных, комплексных видов железорудного сырья. Наиболее перспективными из них являются титаномагнетитовые руды, запасы которых в Казахстане огромны. К одному из таких месторождений относится Масальское (Центральный Казахстан), запасы которого составляют около 1,868 млрд. тонн.

Одной из основных стадий разработки технологии комплексной переработки титаномагнетитов месторождения Масальское является твердофазный восстановительный обжиг. Предварительно был проведен термогравиметрический анализ с целью определения направления исследований. Для исследований в качестве твердого восстановителя использовали шубаркульский уголь и антрацит, щелочной добавкой служила кальцинированная сода марки «хч». Масальский титаномагнетитовый концентрат имел следующий состав, масс. %: 65,2 Fe, 1,1 Ti, 0,4 V, 3,17 SiO₂, 1,8 Al₂O₃, 1,1 MgO, 1,13 CaO, 0,082 K₂O, 0,12 Mn, 0,15 Na₂O, 0,089 P₂O₅, 0,046 SO₃, 0,025 ZnO, 0,077 Cr₂O₃. Технические характеристики: антрацита 87,0% C, 0,46% влага, 6,32% летучие, 6,22% зола; шубаркульского угля 60,5% C, 3,84% влага, 24,76% летучие, 10,9% зола.

Термогравиметрический анализ был проведен с использованием прибора синхронного термического анализа STA 449 F3 Jupiter. Перед нагревом печное пространство откачивалось (уровень достигаемого вакуума – 92%) и затем продувалось инертным газом в течение 5 минут. Нагрев проб осуществлялся до температуры 1400°C со скоростью 15°C/мин, в атмосфере высокоочищенного аргона, поступающего со скоростью 90 мл/мин. Обработка дериватограмм производилась посредством программного обеспечения NETZSCH Proteus. Термогравиметрическому анализу подвергались шесть проб. Первая проба являлась исходным титаномагнетитовым концентратом месторождения Масальское. Вторая проба состояла из смеси масальского титаномагнетита и шубаркульского угля (30%). Проба №3 состояла из смеси исходного масальского титаномагнетитового концентрата и 5% соды Na₂CO₃. Проба №4 состояла из смеси масальского титаномагнетитового концентрата, 30% Шубаркульского угля и 5% соды Na₂CO₃. Проба №5 состояла из смеси масальского титаномагнетитового концентрата, антрацита (30%). Проба №6 представляла масальский ТМК, антрацит (30%), сода (5%).

Были получены термические кривые для каждой пробы, по которым описывались характеристики разложения и восстановления. Пробы №2 и 5 характеризовались ступенчатым восстановлением гематита до магнетита, магнетита до вюститита и вюститита до элементного железа, так как в них присутствовал углеродсодержащий восстановитель. В пробе №2 при восстановлении масальского титаномагнетитового концентрата шубаркульским углем температура пика восстановления гематита до

магнетита составляла 910°C, а температура пика восстановления магнетита до вюстита - 1040°C [1]. Термические кривые пробы №2 представлены на рисунке 1. В пробе №5 при восстановлении масальского титаномагнетитового концентрата антрацитом температура пика восстановления гематита до магнетита составляла 997°C, а температура пика восстановления магнетита до вюстита - 1131°C. Восстановление титаномагнетитового концентрата антрацитом проходит при более высоких температурах. Термические кривые пробы №5 представлены на рисунке 2.

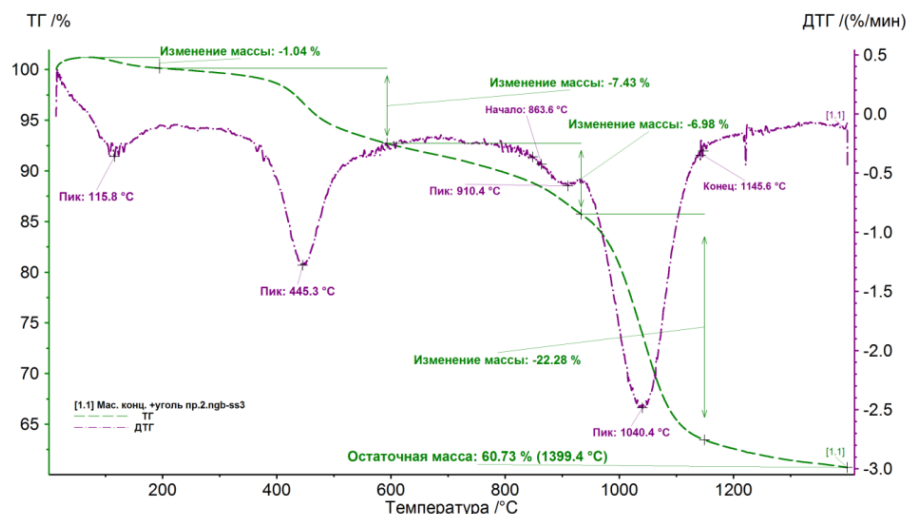


Рисунок 1 – Термические кривые пробы №2, ТМК+30% угля, с поэтапным изменением массы навески

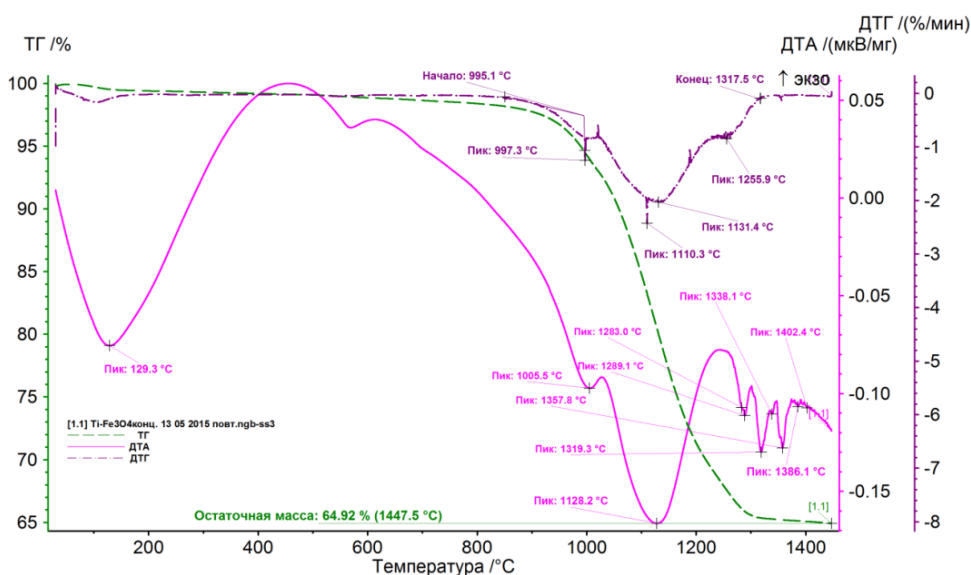


Рисунок 2 – Термические кривые пробы №5, ТМК+30% антрацита

В пробах № 4 и 6, где восстановление титаномагнетитового концентрата проходит при добавлении соды и углеродсодержащих восстановителей восстановление оксидов железа идет при более низких температурах. Так при восстановлении масальского титаномагнетитового концентрата шубаркульским углем с добавлением соды (проба №4) температура пика восстановления гематита до магнетита составляла 765°C, а температура пика восстановления магнетита до вюстита составляла 923°C (рисунок 3).

На рисунке 4 показаны термические кривые пробы № 6 с поэтапным изменением массы навески. На кривой ДТГ отображены эндотермические эффекты 820°C и 944,4°C соответствующие восстановлению гематита до магнетита и магнетита до вюстита в

присутствии соды, которые смещены влево по сравнению с пробой №5 без соды. Восстановление железа происходит быстрее благодаря каталитическому действию соды. По остаточной массе можно сказать о натрификации железа и частичном восстановлении до металлического железа. Выше 1000-1100°C восстановление ильменита идет по схеме $\text{FeTiO}_3 + \text{C} = \text{Fe} + \text{TiO}_2$ с частичным восстановлением Ti^{4+} до Ti^{3+} и образованием твердого раствора FeTiO_3 (TiO_2 , Ti_2O_3). Дальнейшее восстановление титана до низших оксидов образует тугоплавкий твердый раствор на основе рутила [2].

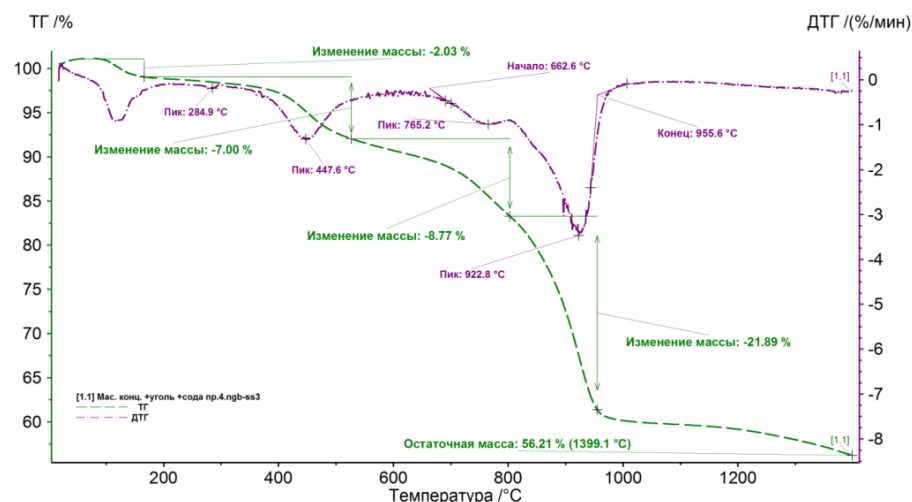


Рисунок 3 – Термические кривые пробы №4, ТМК+30% угля+5% соды

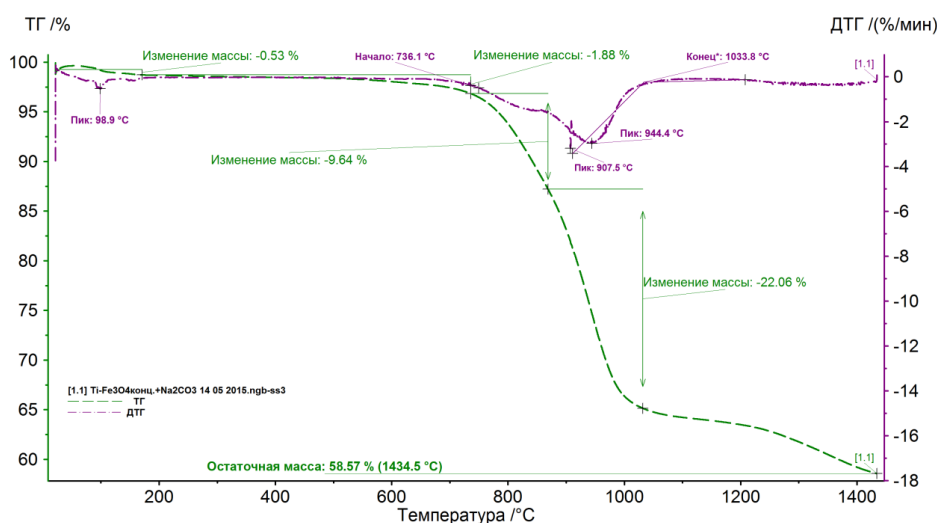


Рисунок 4 – Термические кривые пробы №6, ТМК+30% антрацита+5% соды

На отдельном рисунке 5 приведен вид кривой ДТА на завершающей стадии нагрева в увеличенном виде. Здесь отмечены почти все проявившиеся эффекты. Вышеназванные эффекты (847°C, 952°C) проявились на фоне снижения массы навески. Скорее всего, здесь зафиксированы реакции восстановления. В области температур 1250-1430°C часть слабых эффектов идентифицирована. Так, слабый эндотермический эффект с экстремумом при 1300°C может отражать плавление силицида железа – Fe_3Si . Слабый эндотермический эффект с экстремумом при 1356°C – плавление NaFeO_2 .

Слабый эндотермический эффект с экстремумом при 1360°C – плавление FeO . Слабый эндотермический эффект с экстремумом при 1373°C – плавление $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$. Слабый эндотермический эффект с экстремумом при 1403°C – $\gamma \rightarrow \delta$ превращение

железа элементарного. Слабый эндотермический эффект с экстремумом при 1416°C – плавление силицида железа – FeSi .

На кривой ДТА (рисунок 6), полученной в ходе остывания пробы, проявились экзотермические пики при 1376°C , 1152°C , 724°C и 702°C . Сочетание первых трех эндотермических эффектов отражает фазовые превращения в сплаве системы $\text{Fe} - \text{C}$ при охлаждении. Исходя из диаграммы $\text{Fe} - \text{C}$, сплав содержит от 2% до 2,5% углерода приблизительно. Одновременно, сочетание пиков при 724°C и 702°C также может отражать фазовые превращения в сплаве, содержащем примерно 0,018% углерода.

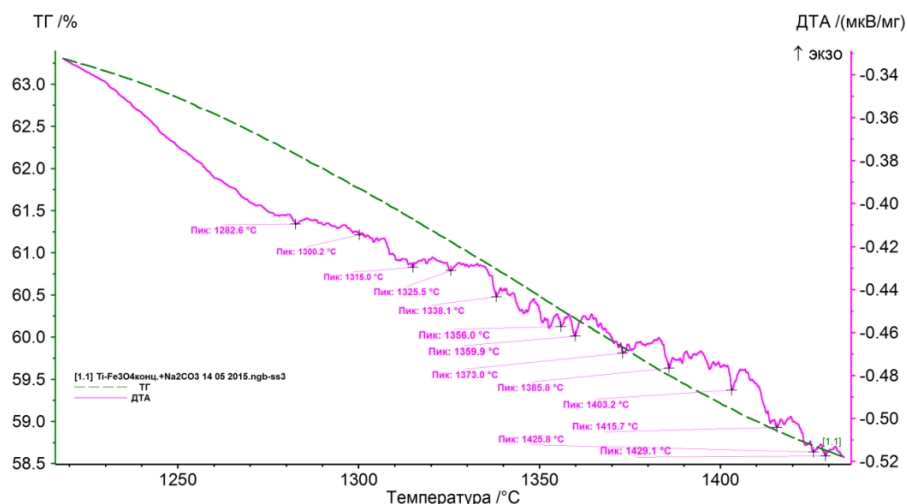


Рисунок 5 – Фрагмент термических кривых пробы №6, ТМК+30% антрацита+5% соды от 1250°C до 1400°C

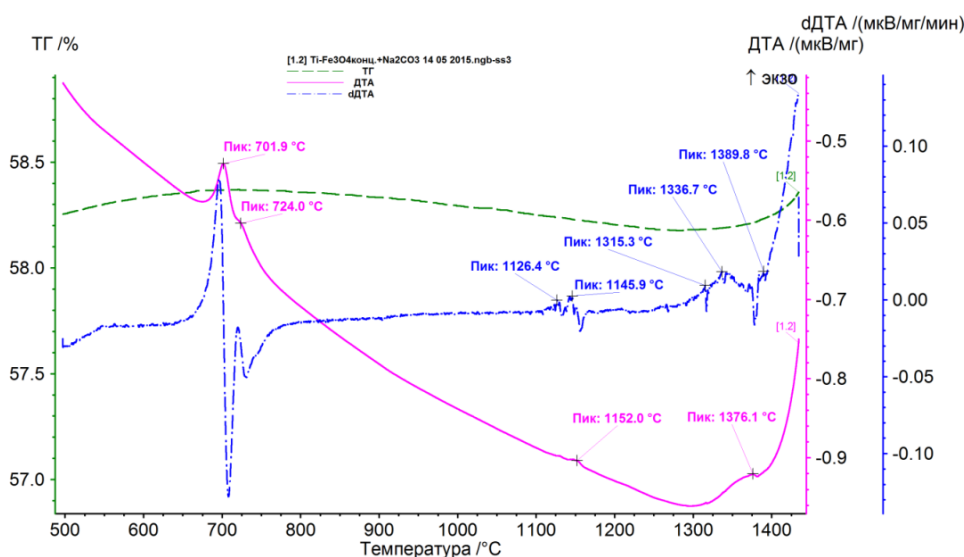


Рисунок 6 – Термические кривые пробы №6, ТМК+30% антрацита+5% соды, при остывании

В таблице 1 показаны пики и интервалы температур восстановительного эффекта всех проб для сравнительного анализа. По данным таблицы 1 можно увидеть, что восстановление шубаркульским углем ТМК при добавлении соды температура пика восстановления гематита до магнетита снижается на 145°C , а восстановление магнетита до вюстита на 117°C . При восстановлении ТМК антрацитом с добавлением соды наблюдается аналогичная картина температура пика восстановления гематита до магнетита снижается на 177°C , а восстановление магнетита до вюстита на 187°C . При сравнении пиков восстановления гематита до вюстита шубаркульским углем и

антрацитом видно, что уголь активнее антрацита при температурах твердофазного восстановления масальского ТМК до $\sim 1200^{\circ}\text{C}$.

Таблица 1 – Показатели основных пиков и интервалы температур эффекта восстановления

№ пробы	Состав пробы	Температура пика, $^{\circ}\text{C}$	Интервал температур эффекта, $^{\circ}\text{C}$	Описание эффекта
1	ТМК	-	-	-
3	ТМК+5% соды	562,8 826,4	-	Обезвоживание соды Натрификация
2	ТМК+30% шубаркульского угля	910 1040	864-910 920-1146	Восстанов-е гематита до магнетита Восстанов-е магнетита до вюстита
4	ТМК+30% шубаркульского угля+5% соды	765 923	663-800 800-960	Восстанов-е гематита до магнетита Восстанов-е магнетита до вюстита
5	ТМК+30% антрацита	997 1131	931-1020 1020-1256	Восстанов-е гематита до магнетита Восстанов-е магнетита до вюстита
6	ТМК+30% антрацита+5% соды	820 944	800-890 890-1040	Восстанов-е гематита до магнетита Восстанов-е магнетита до вюстита

При температурах до 1000°C углерод шубаркульского угля быстрее реагирует с кислородом, образуя оксид углерода являющегося восстановителем. И хотя антрацит по сравнению с шубаркульским углем имеет более высокое содержание углерода, из-за плотности и кристаллической структуры, которая ближе к графиту, он медленнее реагирует с кислородом при температурах до 1000°C . Ближе к температурам $1300-1400^{\circ}\text{C}$ антрацит восстанавливает железо наравне с углем.

По результатам термогравиметрического анализа были сделаны следующие выводы:

- в исходной пробе масальского ТМК присутствуют хлориты, каолин, карбонаты;
- сода в процессе нагрева вступает в реакцию с алюмосиликатами и магнетитом и происходит натрификация ТМК;
- восстановление масальского ТМК с содой начинается и заканчивается раньше, чем просто с восстановителями, тем самым показано каталитическое влияние соды;
- кальцинированная сода снижает восстановимость TiO_2 до низших оксидов, связывая ее в более трудновосстановимые титанаты натрия;
- при температурах $1200-1400^{\circ}\text{C}$ идет частичное испарение Na_2O ;
- установлено, что шубаркульский уголь активнее антрацита при температурах до 1000°C твердофазного восстановления масальского ТМК.

Источники

- 1 Карабасов Ю.С., Чижикова В.М. Физико-химия восстановления железа из оксидов. М.: Металлургия, 1986. – С.62-65.
- 2 Резниченко В.А., Талмуд Н.И. Система $\text{FeTiO}_3\text{-FeTi}_2\text{O}_5\text{-TiO}_2$ в восстановительных условиях // в кн. Электрометаллургия и химия титана. М.: Наука, 1982. – С.154-161.

Методы утилизации доменного газа для создания синергии на доменном производстве

Чокин Т.К.

(ТОО «Горное бюро», г. Алматы, Казахстан)

Показано, что традиционно осуществляется утилизация тепла, образующегося при сгорании доменного и коксового газов, для разогрева воздуходувок и направление остатков этих газов для генерации электричества. Инжекция смеси доменного газов и смолы в качестве дополнительного восстановителя в печь эффективна только при большой мощности доменных печей, а для малых домен эффект экономии кокса ничтожен. Оценены перспективы утилизации доменного газа для производства прямовосстановленного железа в Казахстане.

Ключевые слова: доменный и коксовый газы, прямовосстановленное железо, утилизация побочных продуктов.

Производство чугуна на типичном металлургическом комбинате включает в себя помимо доменных печей, агломерационного цеха, складов, литейного двора и инженерных коммуникаций ряд второстепенных и вспомогательных производств. Главное из таких вспомогательных производств – это коксохимическое производство, производящее металлургический кокс. При работе металлургического комбината образуются такие побочные продукты, как доменный и коксовый газы, смола, бензол, сера, которые, с одной стороны являются вредными веществами, подлежащими утилизации для соблюдения экологических норм, а с другой стороны они могут быть использованы для создания дополнительной прибавочной стоимости, увеличения номенклатуры выпускаемой продукции или для снижения затратной части металлургического комбината.

При утилизации получаемых побочных продуктов, в зависимости от метода их обработки на металлургическом комбинате, вырабатываются следующие промежуточные продукты: энергия, газ-восстановитель, водород, смолы, которые могут быть использованы для следующих целей:

- повышения КПД доменных печей при утилизации тепла, например, для разогрева воздуходувок;
- выработки электрической энергии;
- в качестве дополнительного восстановителя в доменной печи путем инъекции смеси коксового и доменного газов и смолы;
- производства химических продуктов, таких как метанол;
- производства прямовосстановленного железа (DRI).

Как правило, отечественные комбинаты используют два-три направления утилизации побочных продуктов из пяти возможных. Это обусловлено, с одной стороны, с существующими ограничениями, связанными с энергетическим и массовым балансом каждого отдельно взятого предприятия; с другой стороны, ограниченностью средств для инвестиций, нехваткой профессиональных кадров на предприятии, загруженностью текущими заказами, что порой мешает внедрению более успешного и прибыльного использования побочных продуктов.

Проведенный анализ литературных источников и производственного опыта [1, 2, 3] показал, что интересным и перспективным способом использования доменного и коксового газов служит производство прямовосстановленного железа. Прямое восстановление – это совокупность химических, электрохимических или химико-термических процессов, которые дают возможность получать непосредственно из руды металлическое железо при температурах, значительно ниже температуры плавления железа, минуя доменную печь.

Прямовосстановленное железо является важной многофункциональной добавкой в металлургическом производстве, которая может быть использована на различных этапах металлургического передела. Основные направления использования прямовосстановленного железа представлены на рисунке 1.

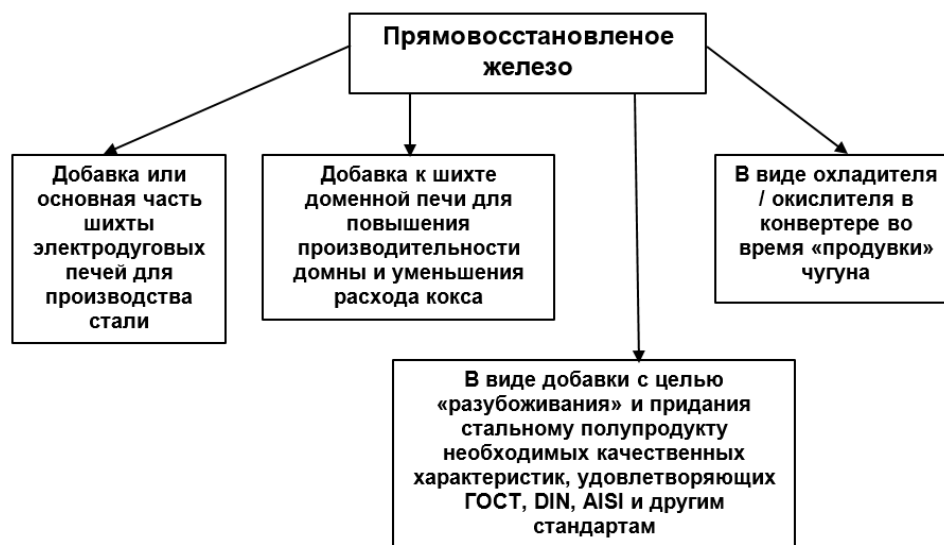


Рисунок 1 – Основные направления использования прямовосстановленного железа

Доменный и коксовые газы являются хорошими источниками тепла и восстановителями для производства прямовосстановленного железа. Для этого на действующем металлургическом комбинате требуется внедрение дополнительного процесса. Коксовый и доменный газы перед использованием в процессе необходимо предварительно очистить от смол, пыли и других ненужных фракций. После очистки смесь может быть использована как для нагрева реактора, в котором происходит прямое восстановление кусковой руды или окатышей, до температур, при которых протекает реакция (как правило 900-1050°C), так и в качестве агента для восстановления.

В случае использования смеси газов не только для нагрева, но и в качестве восстановителя, такой газовой смеси предварительно необходимо пройти процесс реформинга и разложения ее на составные восстановительные газы, а именно H_2 и CO . В зависимости от типа реактора процесс реформинга может протекать как в самом реакторе для восстановления (в его нижней части), так и в отдельной установке (по примеру процесса Midrex [4]). В качестве реактора используется шахтная печь. Восстановительные газы подаются в восстановительную зону реактора по производству DRI, и в противотоке происходит процесс металлизации кусковой руды или окатышей до DRI. Выходящий из верхней части реактора газ подвергается операции очистки, частично как остаточный газ подается в газовую смесь металлургического предприятия и после удаления CO_2 повторно поступает в реактор DRI через установку нагрева восстановительного газа как «возвратный газ» в смеси с коксовым и доменным газом.

Другим технологическим решением является использование коксовой пыли, являющейся еще одним побочным продуктом коксохимического производства, в качестве восстановителя в рамках единого металлургического комбината. Коксовая пыль, не использованная для доменного производства, подается к реактору прямого восстановления. В этом случае вместо шахтной печи необходимо использовать туннельную печь, где коксовая пыль используется как источник для образования восстановительного газа CO по реакции Будуара при температуре 1000-1050°C.

Доменный газ в данном случае используется исключительно для разогрева печи до температуры, необходимой для протекания процесса.

В реакторе (туннельная печь) имеется три зоны: зона нагрева, зона восстановления, зона охлаждения. В печь подаются огнеупорные герметичные горшки, к которых засыпаны слой концентрата или окатышей и коксовая пыль. При нагревании до необходимых температур в горшках происходит формирование восстановительного газа СО и прямое восстановление концентрата или окатышей. На выходе из печи горшки оставляют остужаться до приемлемой температуры, а металлизированное железо извлекается вместе с остатками кокса. Далее шихта проходит процесс магнитной сепарации с целью отделения золы и прочих остатков от прямовосстановленного железа. Полученный продукт брикетируется, приобретая конечную форму, и отправляется по дальнейшему назначению в домну, электродуговую печь, рудотермическую печь или конвертер в зависимости от потребностей. В случае использования высококачественного железного концентрата ($Fe_{общее} > 69\%$) и коксовой мелочи полученное прямовосстановленное железо может быть использовано для целей порошковой металлургии.

Использование прямовосстановленного железа на металлургическом комбинате помимо производственных выгод, таких как утилизация побочных продуктов и, тем самым уменьшение экологических загрязнений, позволяет:

- снизить зависимость предприятия от поставщиков лома и коксующегося угля;
- облегчить доводку качества выпускаемой стали;
- обеспечить ряд экономических выгод.

Так, например, использование прямовосстановленного железа в качестве добавки к шихте в домне позволяет увеличить ее производительность на пару процентов, а расход кокса можно сократить до 359 кг/т чугуна без введения каких-нибудь других восстановителей. В случае, если DRI используется как добавка к шихте для разного типа печей комбината одновременно, общий эффект оценить довольно сложно.

Более привлекательным подходом для оценки синергии будет подсчет дополнительно созданной общей стоимости продукции, выраженной в денежных единицах, с учетом утилизации побочных продуктов (доменный и коксовый газы, коксовая мелочь).

Рассмотрим два случая утилизации коксового и доменного газов:

- производство электроэнергии;
- производство железа прямого восстановления в туннельной печи.

Из коксового и доменного газов могут быть произведены следующие виды продукции (в расчете на одну тонну кокса):

- 894 кВт электрической энергии, вырабатываемой традиционной установкой;
- 7,81-9,05 ГДж технологического газа для использования при производстве DRI в зависимости от вида коксового газа (частично окисленный или очищенный традиционными методами).

Итак, в расчете на одну тонну кокса из полученных коксового и доменных газов можно получить 894 кВт электроэнергии, что при цене \$0,05 за кВт эквивалентно \$44,7 продукции к реализации.

В случае с туннельной печью для производства 1 тонны железа прямого восстановления потребуется:

- 500 кг коксовой мелочи;
- 1,35 тонны железорудного сырья (ЖРС);
- 15,5 ГДж технического газа.

Следовательно, из одной тонны кокса 0,78 тонны будет задействовано в основном металлургическом переделе, результатом которого будет генерация 7,059 ГДж технической смеси доменного и коксового газов, что вместе с оставшимися 0,22 тонны

кокса и 614 кг ЖРС позволит получить 455 кг железа прямого восстановления (DRI). С учетом цен на DRI и ЖРС в Казахстане (1 тонна DRI – \$210, 1 тонна ЖРС – \$50) 455 кг произведенного DRI создают дополнительную стоимость продукции в размере \$64,90, что на 45% больше, чем в случае с производством электричества.

Таким образом, в представленном сравнительном анализе видно, что для типичного металлургического комбината утилизация побочных продуктов для генерации электроэнергии – это не только не единственный технологический путь, но и, зачастую, путь не самый удачный с экономической точки зрения. Куда большего эффекта синергии на комбинате можно достичь путем установки линии производства прямовосстановленного железа, сырьем для которого будут являться побочные продукты основной деятельности комбината. SWOT-анализ развития производства прямовосстановленного железа в Казахстане представлен в таблице 1.

Таблица 1 – SWOT-анализ развития производства прямовосстановленного железа в Казахстане

Сильные стороны	Слабые стороны
1 Значительный минерально-сырьевой потенциал железорудного сырья в Казахстане для получения прямовосстановленного железа (ПВЖ) 2 ПВЖ является более химически чистым продуктом в отличие от скрапа, в котором присутствуют примеси цветных металлов, пластиков и т.д. 3 Стабильность поставок ПЖВ при его производстве на металлургическом комбинате в отличие от скрапа, предложение которого на рынке может сильно варьироваться 4 Унифицированная форма поставляемой продукции, которая обеспечивает удобную загрузку в печь и снижение риска повреждения огнеупорной кладки металлургической печи	1 Зависимость от конъюнктуры внешнего и внутреннего рынков 2 Избыток качественного лома черных металлов во времена замедления экономической деятельности в стране 3 Нехватка инвестиций для создания производственных линий для прямого восстановления железа
Возможности	Угрозы
1 Рост цен на продукцию черной металлургической (благоприятная конъюнктура на мировых рынках) 2 Привлечение частных отечественных и иностранных инвесторов в проекты развития металлургических предприятий 3 Повышение требований к качеству производимой стали 4 Повышение требований по снижению вредного воздействия металлургических предприятий на окружающую среду	1 Неблагоприятная конъюнктура на мировых рынках 2 Низкий уровень активности бизнеса по инвестициям в развитие черной металлургии в Казахстане 3 Недостаток профессиональной подготовки кадров и низкий уровень квалификации специалистов для внедрения процессов прямого восстановления железа 4 Технические и технологические сложности при создании новых технологических линий на действующем производстве

Из вышесказанного можно заключить, что прямовосстановленное железо во многом напоминает по своему целевому использованию скрап черных металлов, однако оно обладает рядом качеств делающим его значительно более ценным продуктом для металлургов. К сожалению, утилизация доменного газа для производства прямовосстановленного железа не получила пока широкого применения на отечественных металлургических предприятиях, не смотря на явные выгоды такого использования. Во многом это связано с необходимостью существенных инвестиций в приобретение дополнительного оборудования и проведение строительно-монтажных работ на действующем предприятии. Однако следует отметить, что, хотя существующая энергетическая связь между коксохимическим производством, доменной печью и другими потребителями газа обеспечивает возможность повторного использования энергетических и сырьевых источников, повышая эффективность работы комбината в целом, на ряде комбинатов этот баланс может быть настолько нарушен, что существенно ухудшает общую экономику проекта, делая его зачастую нерентабельным. Поэтому вопрос эффективного использования вторичных энергетических ресурсов на металлургических предприятиях черной металлургии постепенно выдвигается на первый план, поскольку в текущей рыночной конъюнктуре процессы оптимизации и повышения производительности за счет уже имеющихся ресурсов являются единственным способом повышения рентабельности всего производства и приспособления к новым экономическим реалиям.

Источники

- 1 Чаттерджи А. Производство губчатого железа путем прямого восстановления оксида железа. New Delhi: PHI Learning Private Limited, 2008. – 378 с.
- 2 Димер П., Киллих Х.-Ю., Люнген Х.Б., Райнке М., Шмеле П. Возможности утилизации доменного газа на металлургическом комбинате // Черные металлы. – 2004, №12. – С. 10-17.
- 3 Перная Э.А., Карелин В.Г. Экономическая эффективность железорудных окатышей в доменной плавке // Металлургическая и горная промышленность. – 1978, №4. – С. 9-14.
- 4 Принцип работы установки «Мидрекс». Электронная версия на сайте <http://www.teh-lib.ru/tpip/princip-raboty-ustanovki-midreks.html>.

Изучение процесса сжигания низкосортного угля в жидкой ванне

Шамгунов А.С., Соколовская Л.В., Квятковский С.А., Семенова А.С.

(АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан)

Исследования проводились для разработки технологии сжигания углей месторождения Шубарколь в агрегате с жидкой ванной с продувкой кислородсодержащим газом. При таком способе сжигания углей зола, образующаяся при сжигании, задерживается в жидкой шлаковой ванне, а газы с минимальным содержанием золы, пыли, брызг шлакового расплава могут использоваться в энергетических котлах для получения пара. Исследования проводились при температуре до 1400 °С и расходе кислородсодержащего дутья до 230 м³/ч на тонну угля.

Ключевые слова: уголь, жидкая шлаковая ванна, штейн, шлак.

Проблема комплексного сжигания углей может быть эффективно решена при использовании металлургического агрегата, включающего реакционную камеру для сжигания угля и шлаковую ванну для переработки золошлака и золоуноса. Газы металлургической печи поступают на производство энергоносителя. Шлак металлургической печи может гранулироваться и использоваться предприятиями, производящими строительные материалы. Решение проблем сжигания возможно при использовании агрегата с жидкой шлаковой ванной (печь Ванюкова), в котором сжигание низкосортного угля осуществляется за одну операцию, исключая подготовительные процессы и создающую условия для переработки золошлаковых отходов.

Процесс сжигания низкосортных углей в существующих агрегатах протекает с низким коэффициентом использования тепла, при этом требуются подготовительные операции, направленные на получение тонкой угольной пыли, количество золы после сжигания достигает 50-60%. Часто полнота сгорания низкосортного угля не удовлетворительна, количество несгоревшего углерода достигает 25-30%. Образовавшиеся при сжигании золошлаковые отходы накапливаются в отвалах, в них находится значительное количество редких, редкоземельных, благородных металлов, которые необходимо извлекать в товарную продукцию. Кроме того, золошлаковые отходы не всегда пригодны для производства строительных материалов из-за неудовлетворительного соотношения в них $\text{CaO}:\text{SiO}_2$. Существующие способы сжигания низкосортных углей наносят большой вред окружающей среде за счет воздействия на нее тонкой угольной пыли, золы, золошлаков, отвалы которых занимают большие участки земли. Проведение процесса сжигания в агрегате ПВ позволит исключить эти недостатки, повысить технико-экономические показатели, получить товарные цветные металлы и шлаки, пригодные для производства цветных металлов.

Химический состав применяемого в исследованиях угля шубаркольского месторождения, %: С – 71,6; S – 0,18; Fe – 0,07; SiO_2 – 0,7; Al_2O_3 – 0,24; CaO – 0,19. Кроме того, рентгенофлуоресцентный анализ пробы шубаркольского угля показал наличие следующих компонентов, %: Na_2O – 0,157; MgO – 0,175; Al_2O_3 – 0,612; SiO_2 – 1,066; SO_3 – 1,047; K_2O – 0,042; CaO – 0,824; TiO_2 – 0,09; Fe_2O_3 – 0,41; NiO – 0,025; Cl – 0,152.

Для моделирования процесса сжигания угля было проведено сжигание угля при температурах 1200-1300 °С в камерной печи СНОЛ 12/16 полезным объемом 12 литров, предназначенной для нагрева различных материалов в воздушной среде до температуры 1650 °С. В этой печи применяются нагреватели из хромита лантана, а теплоизоляция изготовлена из керамоволокнистого материала на основе Al_2O_3 .

Для обеспечения быстрого сгорания угля использовалась принудительная вентиляция нагреваемого пространства с помощью встроенного вентилятора. Навеска

угля 500 г загружалась в тигель порциями по 50 г по мере сгорания предыдущих порций. Выход золы составлял около 10,0% от навески угля. Состав золы приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Состав золы, полученной при различных температурах

Температура, °C	Состав золы, %						
	C	Fe	S	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
1200	2,54	2,6	0,18	41,4	13,4	6,1	16,7
1250	2,22	2,3	0,17	41,6	13,6	6,0	16,9
1300	2,12	2,4	0,12	41,6	13,8	6,1	16,8

В исследуемом температурном диапазоне содержание остаточного углерода в золе уменьшалось с температурой. При этом остаток углерода в золе составлял, %: 2,54; 2,22; 2,12, соответственно при температуре, °C: 1200, 1250, 1300. Зола при всех температурах сжигания угля (до 1300 °C) не расплавлялась.

Кроме того, для проб золы был проведен рентгенофлуоресцентный анализ, который показал наличие следующих компонентов, %: Na₂O – 4,282; MgO – 3,961; Al₂O₃ – 12,122; SiO₂ – 16,834; SO₃ – 6,125; K₂O – 0,332; CaO – 31,178; TiO₂ – 0,704; V₂O₅ – 0,022; MnO – 0,059; Fe₂O₃ – 3,473; NiO – 0,046; CuO – 0,034; ZnO – 0,071; SrO – 0,051; Y₂O₃ – 0,006; ZrO₂ – 0,019; BaO – 0,061; CeO₂ – 0,068; WO₃ – 0,02; PbO – 0,01; Cl – 0,239.

Проведенные эксперименты по сжиганию угля при температурах 1200-1300 °C показали, что в этом температурном диапазоне образующаяся зола не расплавляется. Термический анализ золы показал, что температура плавления золы, полученной при сжигании шубаркульского угля, составляет около 1400 °C, откуда делается вывод, что для получения жидкой ванны расплава на основе золы желательно поддерживать температуру сжигания угля не менее 1400 °C. Можно также сжигать уголь на ванне расплава золы с добавками флюсов, снижающих температуру плавления золы. Одним из наиболее доступных флюсов является оксид кальция в виде известняка как в обожженном виде, так и без предварительного обжига.

Был выполнен термический анализ золы от сжигания шубаркольского угля. Термограмма золы приведены на рисунке 1.

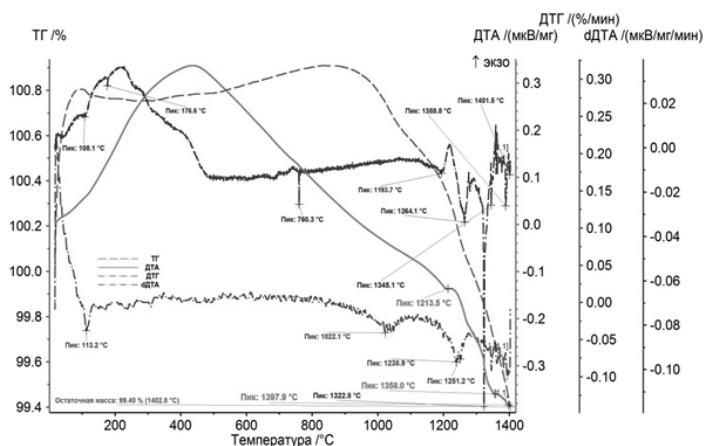


Рисунок 1 –Термограмма золы при нагреве до 1450 °C

Процесс сжигания шубаркольского угля при температуре 1300-1400 °C проводили в плавильной индукционной печи ППИ-0,005 (рисунок 2) с удельным расходом электроэнергии на плавку 611 кВт/т.

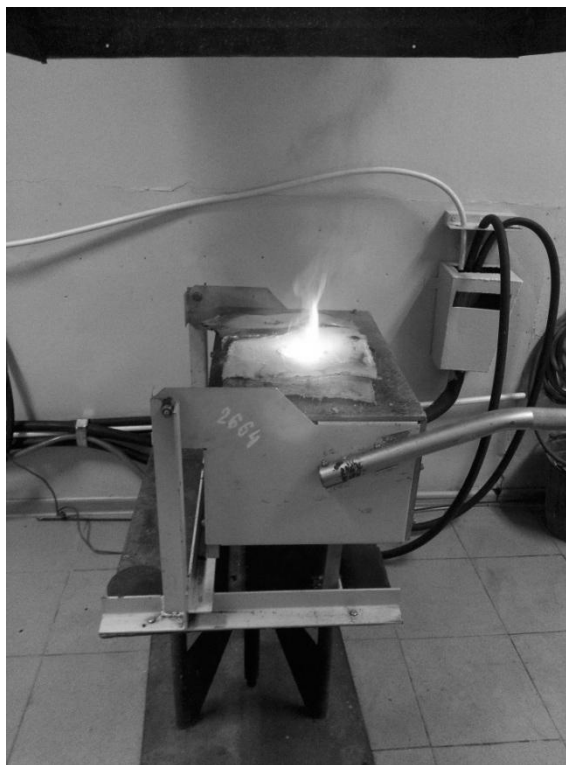


Рисунок 2 – Плавильная индукционная печь ППИ-0,005

Для осуществления косвенного нагрева использовали графитовый тигель, который разогревался при работе печи. Внутри графитового тигля размещался алундовый тигель с навеской угля. При этом выдерживался оптимальный режим нагрева и охлаждения. Температура внутри алундового тигля контролировалась с помощью оптического пирометра. При проведении экспериментов по сжиганию угля в индукционной печи навеска угля в 500 г загружалась пятью порциями по мере сжигания угля. Температура печи при сжигании угля поддерживалась на уровне 1300-1400⁰С. Состав золы, полученной при сжигании шубаркольского угля при температуре 1300-1400⁰С, следующий, %: 33,6 SiO₂; 10,4 CaO; 16,31 Al₂O₃; 4,7 Fe; 1,7 С.

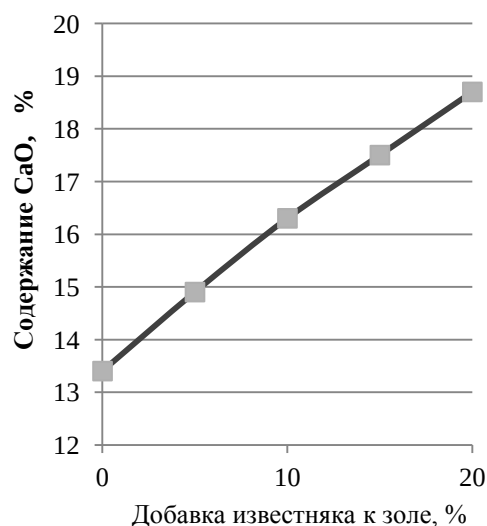
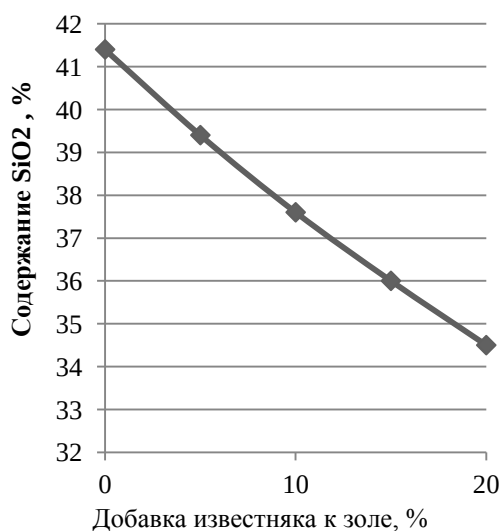
При температуре проведения экспериментов зола получалась в расплавленном виде. Для получения шлаков с более низкой температурой плавления шлака были проведены расчеты состава шлаков при сжигании угля с добавками известняка от 5 до 20% от массы золы (таблица 2). Расчетные данные приведены на рисунке 3.

Как снижение содержания SiO₂, так и увеличение содержания СаОв шлаке ведет к снижению температуры плавления получаемого шлака. При изменении состава золы за счет добавки оксида кальция в виде известняка от 5 до 20% от веса золы содержание компонентов шлака меняется в следующих пределах, %: SiO₂ – 39,4-34,5; СаО – 14,9-18,7; Al₂O₃ – 15,9-13,9; Fe – 2,5-2,2. Температура плавления шлака с добавкой известняка 20% от золы согласно диаграмме плавкости системы СаО-SiO₂-Al₂O₃ составляет 1300-1320 ⁰С [1].

Согласно литературным данным, введение известняка в процесс сжигания шубаркольского угля в количестве 5-20% позволяет снизить температуру плавления шлака на 80-100 ⁰С.

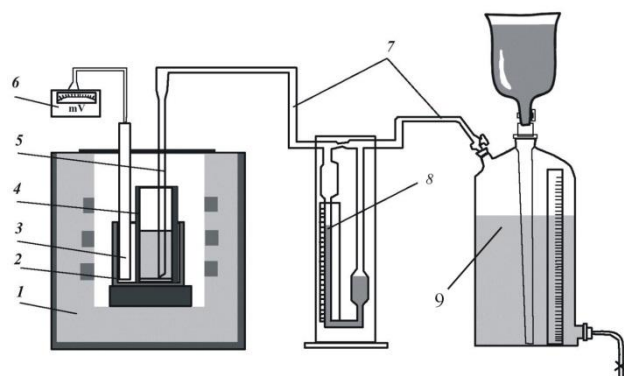
Таблица 2 – Расчетный состав шлака при добавке к золе известняка

Наименование	Вес, г	Состав, %							
		C	S	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	прочие
Зола	100,0	1,5	0,2	2,6	41,4	16,7	13,4	6,1	18,1
Добавка известняка к золе 5%									
Известняк	5,0	-	-	-	-	-	45,0	-	55,0
Состав шлака	105,0	1,5	0,2	2,5	39,4	15,9	14,9	5,8	19,8
Добавка известняка к золе 10%									
Известняк	10,0	-	-	-	-	-	45,0	-	55,0
Состав шлака	110,0	1,4	0,2	2,4	37,6	15,2	16,3	5,5	21,4
Добавка известняка к золе 15%									
Известняк	15,0	-	-	-	-	-	45,0	-	55,0
Состав шлака	115,0	1,3	0,2	2,3	36,0	14,5	17,5	5,3	22,9
Добавка известняка к золе 20%									
Известняк	20,0	-	-	-	-	-	45,0	-	55,0
Состав шлака	120,0	1,3	0,2	2,2	34,5	13,9	18,7	5,1	24,2

Рисунок 3 – Влияние добавки известняка к золе на содержание SiO₂ и CaO в шлаке

Наиболее важным технологическим показателем в агрегате, работающем на жидкой ванне, является расход кислородсодержащего дутья на тонну угля. В связи с тем, что предлагаемая технология сжигания низкосортных углей в печи с жидкой ванной будет осуществляться в условиях Балхашского медного завода, необходимо определить оптимальный режим подачи кислородсодержащего дутья. Эксперименты по сжиганию шубаркольского угля проведены на ванне шлакового расплава на лабораторной установке (рисунок 4).

Навеску шлака в количестве 200 г плавил в алундовых тиглях, после расплавления подавали в шлак кислородсодержащее дутье и порциями грузили шубаркольский уголь. При температуре 1400 °С, расход подаваемого кислородсодержащего дутья составлял 35 л/ч, время подачи дутья составляло 2,2 часа. Шлак, который расплавляли в алундовом стакане, содержал, %: 37,0 Fe; 32,0 SiO₂; 4,0 CaO; 3,5 Al₂O₃; 4,0 Zn; 4,5 Pb. Такой состав шлака выбран в соответствии с технологическими параметрами Балхашского медеплавильного завода.



1 – печь силитовая; 2 – алундовый стакан; 3 – термопара Pt-Pt-Rh; 4 – алундовый стакан; 5 – алундовая трубка; 6 – милливольтметр; 7 – резиновый шланг; 8 – реометр; 9 – газометр.

Рисунок 4 – Схема лабораторной установки для моделирования процесса сжигания шубаркольского угля с продувкой расплава кислородсодержащей смесью

Количество шубаркольского угля, которое при таких параметрах процесса сжигали, равнялось 500 г. Компоненты угля FeO , SiO_2 , CaO , Al_2O_3 перешли в шлаковую фазу, при этом углерод, сера были переведены в газовую фазу полностью. Для получения шлаков с более низкой температурой плавления процесс сжигания на шлаковой ванне осуществляли в присутствии оксида кальция. Установлено, что при введении 20% CaO в виде известняка, возможно снизить температуру шлака до 1300-1320 °С. Содержание компонентов шлака меняется в пределах, %: 39,4-34,5 SiO_2 , 14,9-18,7 CaO , 13,9-15,9 Al_2O_3 , 2,2-2,5 Fe . Выполненный расчет отходящих технологических газов показал, что расход кислорода составит 1348,28 нм^3 при сжигании 1 т шубаркольского угля, объем отходящих газов 1700,1 нм^3 . Состав шлаков при расходе дутья 200 $\text{нм}^3/\text{ч}$ и введении известняка от 10 до 40% следующий, %: 32,53-34,05 SiO_2 , 28,92-30,27 Fe , 8,16-14,25 CaO ; при расходе кислородсодержащего дутья 210 $\text{нм}^3/\text{ч}$ содержание этих компонентов, %: 32,53-34,3 SiO_2 , 28,92-30,49 Fe , 8,22-14,25 CaO , 5,89-6,21 Al_2O_3 .

Дальнейшее повышение расхода кислородсодержащего дутья в пределах 220-230 нм^3 на 1 т сжигаемого угля ведет к получению шлаков следующих составов: при расходе дутья 220 $\text{нм}^3/\text{ч}$ и введении известняка 10-40% в шлаках присутствуют 33,03-34,72% SiO_2 , 29,37-30,87 Fe , 8,32-14,47 CaO , 5,98-6,29 Al_2O_3 , а при расходе кислородсодержащего дутья 230 $\text{нм}^3/\text{ч}$ шлаки включают 33,37-35,06% SiO_2 , 29,67-31,17 Fe , 8,4-14,61 CaO , 6,04-6,35 Al_2O_3 . Повышение расхода кислородсодержащего дутья ведет к интенсификации процессов возгонки летучих компонентов на 3-5%. Состав газовой фазы при сжигании 1 т шубаркольского угля включает 1687,5 CO и 12,28 SO_2 , полученный газ идет на производство энергетического пара.

Источники

- 1 Куколев Г.В. Химия кремния и физическая химия силикатов. – М.: Высшая школа, 1966. – 463 с.

Использование ферросиликоалюминия с барием для модифицирования литой стали

Шаркаев С.Н., Ахметов А.Б., Кусаинова Г.Д., Шинбаева У.Б.
(Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «ХМИ им. Ж. Абишева», г. Караганда)

Предлагается методика повышения качества получаемой стали модифицированием барием, подаваемым в составе комплексного сплава ферросиликоалюминия.

Ключевые слова: комплексный сплав, барий, кремний, алюминий, модифицирование, раскисление, неметаллические включения.

Раскисление стали необходимо для максимального удаления растворенного в ней в процессе плавки кислорода. Методы раскисления, модифицирования и легирования стали являются ключевыми для повышения качества металлопродукции. Именно за счет выбора составов раскислителей, модификаторов, легирующих присадок и технологии их введения при выплавке каждой марки стали достигается тот необходимый комплекс физико-механических и технологических свойств металла, который, в конечном итоге, определяет качество конкретного изделия, т.е. его эксплуатационную надежность и срок службы [1].

Способом, позволяющим значительно повысить экономическую и технологическую эффективность раскисления и легирования стали, является применение раскислителей в комплексе, в одном сплаве [2]. Сущность этого способа состоит в повышении реакционной способности элементов за счет более выгодных энергетических условий, при которых полнее протекают реакции взаимодействия элементов с кислородом, растворенным в жидкой стали.

Комплексное раскисление позволяет не только глубоко раскислить металл, но и положительно сказывается на его качестве, влияя на количество и природу образующихся продуктов реакции, составляющих в стали основу неметаллических включений.

Поиск новых раскислителей, в которых присутствовали бы высокореакционные элементы в сочетании с марганцем, кремнием и алюминием, позволяющие снизить в готовом металле содержание вредных примесей, ведется постоянно [3]. При этом главным условием является универсальность действия сплава. Образующиеся продукты реакций элементов-раскислителей с кислородом, фосфором и серой должны быть полнее удалены из стали, а оставшемуся их незначительному количеству приданы свойства, минимально ухудшающие механические характеристики металла. Для этой цели чаще всего используют редкоземельные металлы (РЗМ) и щелочноземельные металлы (ЩЗМ). Но применение РЗМ ограничено из-за дороговизны и дефицитности, поэтому они используются только при производстве качественных сталей ответственного назначения. Больше предпочтение отдается способам обработки стали щелочноземельными металлами (кальцием, барием).

В этой связи интерес представляет барий, термодинамические характеристики которого и возможно свойства его оксидов и сульфидов предполагают возможность более эффективного его использования при обработке сталей [3].

Вместе с тем нам известно и то, что барий является одним из наименее изученных металлов – возможных раскислителей и модификаторов железоуглеродистых сплавов. На настоящий момент нет точных данных о его растворимости в железе. Большая часть лигатур и комплексных сплавов с использованием бария предлагается к применению в литейном производстве (модифицирование графита в чугунах).

Существует множество работ, которые зачастую выражают диаметрально противоположные друг другу точки зрения на поведение бария в стали, степень его

воздействия на ее структуру и свойства. Причем в одних работах барий оценивается только как раскислитель, в других как модификатор структуры стали, а в некоторых только как элемент, имеющий значительное влияние на формирование н/в и на процессы их удаления.

Практика применения бария для повышения качества стали в составе лигатур, содержащих ЦЗМ – кальций, барий и др., указывает на его активное участие во всех операциях – раскисления, десульфурации, модифицирования металла и неметаллических включений.

Установлено, что модифицирующее воздействие бария заключается в глобуляризации неметаллических включений, в улучшении их седиментационных свойств [4].

Высокая скорость растворения кремниевых барийсодержащих сплавов, обладающих большой плотностью, низкой температурой плавления и без заметного газовыделения в зоне контакта с жидким железом, а также незначительная растворимость бария в них способствует обогащению локальных объемов металла свободным барием, который не полностью расходуется на химические связи с примесями. Возможно, это обстоятельство определяет проявление поверхностной активности бария и улучшает условия выделения неметаллических включений. Из этого следует, что раскисление металла комплексным барийсодержащим сплавом приводит к взаимодействию с кислородом в зоне растворения сплава всех активных элементов и образованию включений сложного состава. Использование этих свойств бария было бы наиболее эффективным в применении их в комплексе с ФСА, где условия образования сложных жидкотекучих продуктов раскисления, высокая активность кремния и алюминия в отношении к кислороду, защищающая барий от избыточного окисления, позволят им проявиться в полной мере.

До сих пор не существует однозначных теоретически обоснованных ответов на вопросы, возникающие при исследовании свойств, поведения бария в стали и влияния его присадок на структуру металла, характер и морфологию неметаллических включений. Не выработано единой концепции его использования и выполняемых им функций – раскисление стали, ее модифицирование или модифицирование неметаллических включений. Не определены количественные параметры, способы его применения и составы сплавов, обеспечивающие наибольшую его эффективность. Все это и определяет то, что, невзирая на многообразие разработанных бариевых сплавов, распространение получил только сплав силикобарий, применение которого ограничивается машиностроительной отраслью, в то время как в большой металлургии бариевые сплавы не применяются до сих пор.

Исходя из этого положения в ХМИ разрабатываются комплексные сплавы ферросиликоалюминий и ферросиликоалюминий с барием, а также технологии их использования для раскисления стали взамен ферросилиция и алюминия. Разрабатываемая технология раскисления стали комплексными сплавами должна органично вписываться в действующую технологию выплавки стали, не требуя капиталовложений в новое оборудование. При этом технология применения комплексных сплавов с активными элементами должна, значительно влияя на глубину раскисления стали и образования н/в, существенно облегчить задачи процессов внепечной обработки стали выполняемых на УДМ или в планируемом под УНРС печь-ковше.

В период разработки и освоения технологии раскисления стали комплексными сплавами были проведены плавки с использованием ферросиликоалюминия с барием. При этом разрабатывались способы подачи сплава в сталь и последовательность технологических операций обеспечивающих максимальную эффективность применяемого опытного сплава.

Большее внимание было уделено влиянию ферросиликоалюминия с барием на качественные показатели стали, в особенности влиянию бария на формирование и характер неметаллических включений образующихся в литой легированной стали. Исходя из особенностей технологии выплавки стали для литья готовых изделий, где раскисленная сталь сразу приобретает функциональную форму и не подвергается таким значительным деформациям, как прокатка и ковка, предполагалось обнаружить влияние бария, выражающееся в более наглядной форме, тем более, что время, проходящее от раскисления стали до ее заливки в формы и кристаллизации длится гораздо меньше, чем например при разливке на слябы.

Для этих целей исследовались неметаллические включения в пробах стали, которая в качестве сравнения раскислена ферросилицием марки ФС65 и алюминием вторичным марки АВ87. Неметаллические включения, преобладающие в сравнительной стали можно разделить на несколько типов, фото на рисунках 1, 2.

Все включения имеют сложный состав, крупные. Имеют свойство коагулироваться в форме глобуль с металлической подложкой в центре (рисунок 2). По составу неметаллические включения сложены из силикатов, сульфидов и оксисульфидов.

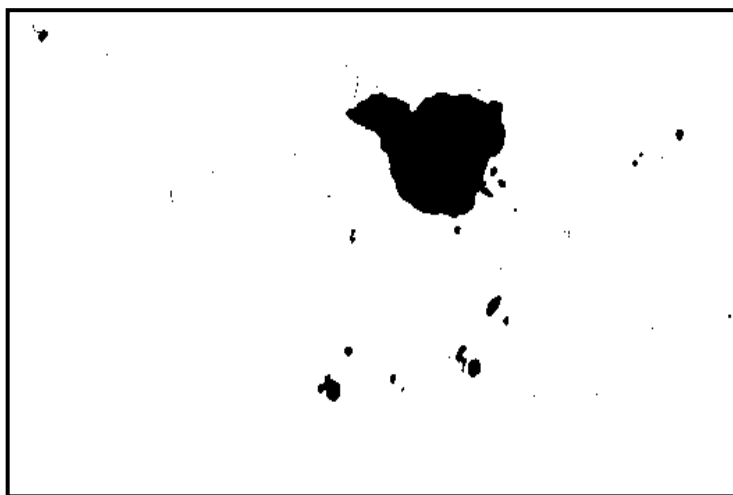


Рисунок 1 – Неметаллические включения в литой стали марки 110Г13Л, x100

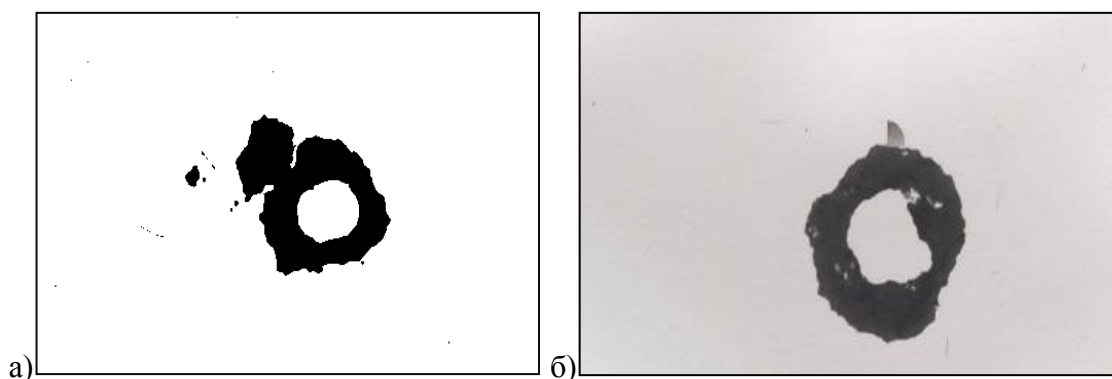
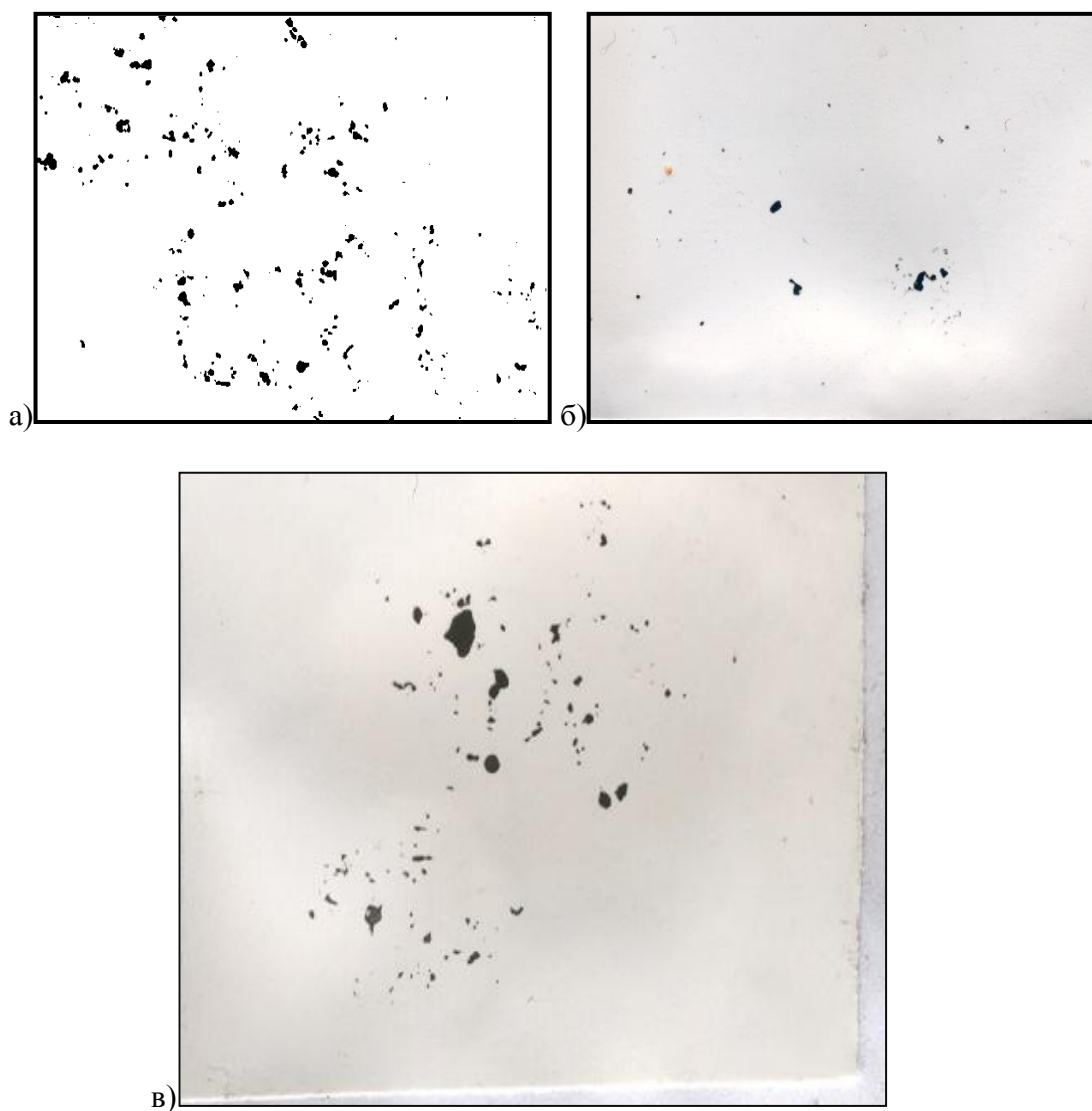


Рисунок 2 – Неметаллические включения в литой стали марки 35ХГС, x100

Размеры и форма неметаллических включений предполагают их значительную деформацию при горячей ковке слитков в кузнечно-прессовом цехе и негативное воздействие на качество изделий, что в целом подтверждается высокой степенью отбраковки кузнечных заготовок по дефектам – поперечно-продольные трещины и горячий излом, достигающие 20% от готовой стали.

Функция, предопределенная в данном исследовании бария, в первую очередь, заключается в изменении формы включений с целью получения мелкодисперсных или глобулярных форм.

Проведенные исследования качества литого металла и металлографический анализ показали, что присадки ферросиликоалюминия с барием существенно изменяют природу и характер неметаллических включений (рисунок 3). При этом произошло значительное измельчение и снижение балла включений до 1,5-2,0 за счет уменьшения количества самостоятельных крупных неметаллических включений, что вероятно является следствием образования и эффективного их удаления из объема жидкой стали.



а) – сталь марки 35ХМ; б) – сталь марки 110Г13Л; в) – сталь марки 40Х

Рисунок 3 – Неметаллические включения в стали раскисленной ферросиликоалюминия с барием, x100

Как видно из рисунка, включения представлены в виде мелких дезориентированных оксидов, с превалированием отдельных мелких включений сульфидов и силикатов, более благоприятного характера, равномерно распределенных по площади шлифа.

Таким образом, комплексные кремнеалюминиевые сплавы с щелочноземельными элементами являются хорошими раскислителями и модификаторами, и их

использование будет способствовать повышению качества стали не нарушая технологической цепочки принятой в сталеплавильном переделе.

Литые детали показали высокие прочностные характеристики при изломе проб Бартона. При детальном изучении изломов в стали 110Г13Л не обнаруживаются пластинчатые и пленочные включения сульфидов, расположенных скоплениями. То есть излом происходит не по сульфидным включениям, а вследствие воздействия многократных знакопеременных изгибающих усилий приложенных на пробу. Последнее, свидетельствует об отсутствии в стали обработанной ферросиликоалюминием с барием сульфидных и оксисульфидных включений междендритного происхождения по которым должен был пройти излом.

Анализируя морфологию и размеры встречаемых сульфидных включений, можно сказать, что они образовались еще в жидком состоянии, но при относительно невысоких температурах, о чем свидетельствует отсутствие признаков их коагуляции.

Таким образом, результаты проведенных плавок с использованием ферросиликоалюминия с барием показали высокую эффективность этого сплава в плане модифицирования включений. Полученный эффект, возможно связан с высокой поверхностной активностью бария, которая позволяет использовать барий как достаточно эффективный модификатор. Следует отметить, что механизм воздействия бария на границе взаимодействия оксид-металл еще не достаточно изучен и требует дополнительных исследований в данном направлении.

Источники

- 1 Поволоцкий Д.Я., Рощин В.Е., Рысс М.А. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М., 1984. – 568 с.
- 2 Толымбеков М.Ж., Ахметов А.Б., Берг А.А., Камылина Л.Н., Кусаинова Г.Д. Опыт внедрения технологии раскисления стали комплексным сплавом ФСА на ОАО «Испат-Кармет»-215.// Тезисы докладов на науч. техн. конф. Наука производству. Алматы, 2002. – С. 212
- 3 Толымбеков М.Ж., Ахметов А.Б., Байсанов С.О., Берг А.А., Огурцов Е.А. Использование барий и кальцийсодержащих комплексных ферросплавов при выплавке сталей // Сб. научн. тр. Комплексная переработка минерального сырья. – Алматы, 2002. – С. 389.
- 4 Ахметов А.Б., Огурцов Е.А., Кусаинова Г.Д. Механизм воздействия бария на неметаллические включения в стали // Труды КарГИУ. VII Международной научно-практической конференции. «Научно-технический прогресс в металлургии», 2013. – С. 356-357.

Комплексная переработка смешанной медной руды месторождения «Таскора»

*Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Синянская О.М., Терентьева И.В.,
Серикбай А.У.*

(ТОО «КазГидроМедь» НИЦИТ, г. Караганда, Казахстан)

Предлагается способ переработки смешанных медных руд месторождения «Таскора», включающий стадии дробления и измельчения руды с параллельным переводом окисленной меди в раствор, а сульфидных минералов в флотоконцентрат и последующей переработкой по известной схеме.

Ключевые слова: смешанная руда, измельчение, флотация, выщелачивание, раствор, извлечение.

Актуальность работы обусловлена сокращением запасов легкообогатимых сульфидных медных руд и возникающей в связи с этим необходимостью вовлечения в переработку сложных окисленных и смешанных труднообогатимых руд.

В мировой практике обогащения окисленных медных минералов эталонным является метод, разработанный еще в 30-х годах профессором В.Я. Мостовичем [1]. Метод заключается в выщелачивании окисленных медных минералов кислотой, цементации меди из раствора железным порошком, флотации цементной меди из кислого раствора с получением медного концентрата. В дополнение разработано несколько альтернативных технологий извлечения меди из окисленных и смешанных руд. Известен способ переработки смешанных медных руд [2], содержащих окисленные медные минералы, различные формы сульфидных минералов меди, а также благородные металлы. Способ включает дробление исходной руды до крупности 30÷80 мм. Затем проводят кучное выщелачивание, экстракцию, реэкстракцию и электроэкстракцию катодной меди из жидкой фазы продукта выщелачивания. После выщелачивания осуществляют доизмельчение твердой фазы продукта выщелачивания и флотацию доизмельченной твердой фазы при pH = 7-8, создаваемой едким натром, с получением медного концентрата и с извлечением в него золота.

Авторами настоящей работы проведены исследования, направленные на повышение степени извлечения меди в раствор при переработке смешанных руд, а также снижение безвозвратных потерь реагентов при использовании оборотного выщелачивающего раствора-сульфата аммония.

Исследования по комплексной переработке проводили на смешанной руде месторождения «Таскора» с содержанием меди 0,96%. Результаты фазового, рентгеноспектрального анализа руды представлены в таблицах 1, 2. Формы основных карбонатов (магния и кальция) в пробе приведены в таблице 3. Гранулометрический состав распределения минералов приведен в таблице 4.

Таблица 1 – Результаты фазового анализа исходной руды месторождения Таскора

Медь общая	Сульфаты		Карбонаты		Оксиды, силикаты		Вторичные сульфиды		Халькопирит	
	абс.	отн.	абс.	отн.	абс	отн.	абс	отн.	абс	отн.
0,96	<0,2	-	0,35	35,00	0,12	12,0	0,47	47	0,2	6,0

Таблица 2 – Результаты ретгеноспектрального анализа руды

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Cu	0,96	Fe	2,23
Pb	0,003	Ag, г/т	10
Mo, г/т	17	S	6,22
Cd	<0,002	Al	1,57
SiO ₂	43,70	Sr, г/т	5276
Ti	0,192	Mn	0,212
Cr	0,009	As	0,007
Ba	0,09	Zn	0,016

Таблица 3 – Фазовый анализ магния и кальция в руде

Наименование	Абс.	Отн.
Кальция		
Сульфата	6,14	55,8
Карбонатов	4,86	44,20
Суммарно	11,00	100,00
Магния		
Карбонатов	3,56	87,7
Оксидов	0,5	12,3
Суммарно	4,06	100,00

Таблица 4 – Гранулометрический состав и распределение основных компонентов по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание		Извлечение	
		Cu, %	Ag, г/т	Cu, %	Ag, г/т
+ 25	3,10	0,39	8,60	1,28	2,70
-25+10	16,99	0,87	3,60	15,52	6,12
-10+5	11,17	0,83	8,90	9,74	9,94
-5+3	9,32	0,88	9,0	8,61	8,40
-3+1	18,49	1,02	12,0	19,78	22,20
-1+0	40,93	1,05	11,5	45,07	47,10
Σ	100,00	0,96	10,0	100,00	100,0

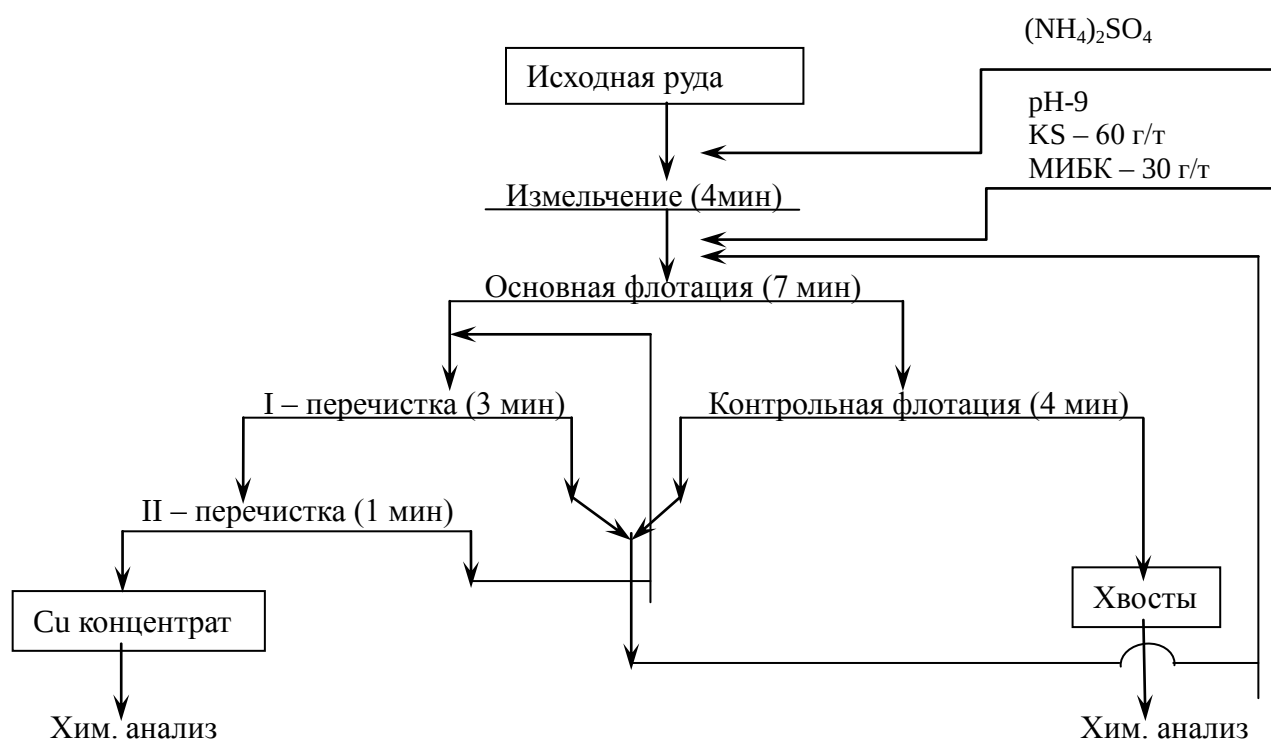
Измельчение дробленой руды класса 0-3 мм проводилось в лабораторной шаровой мельнице 62 МЛ с объемом барабана 1 л, шаровой загрузкой 2,2 кг, массой пробы 0,3 кг. Время измельчения составляет – 3, 4, 5, 10 минут. Результаты измельчения руды от времени представлены в таблице 5.

Флотационные опыты проводили на лабораторных машинах типа «Механобр» с объемом камер 3,0; 1,0; 0,5 и 0,3 дм³. В качестве реагента для перевода окисленной меди в раствор добавляли сульфат аммония [3], который подавали на стадию мокрого измельчения, затем пульпу подавали на флотацию. После сгущения пульпы хвостов и концентрата из осветленного раствора медь извлекают сорбцией либо экстракцией, а флотоконцентрат направляют на переработку по известной схеме.

Таблица 5 – Результаты от времени измельчения руды

Класс крупности, мм	Время измельчения, мин			
	3	4	5	10
	Выход, %	Выход, %	Выход, %	Выход, %
-3 + 1	-	-	-	-
-1 + 0,5	0,5	-	-	-
-0,5 + 0,2	1,25	1,07	0,89	-
- 0,2 + 0,071	14,25	11,63	9,61	3,6
- 0,071	84,0	87,3	89,5	96,4
Итого	100,0	100,0	100,0	100,0

Схема проведенных опытов по флотации с добавлением сульфата аммония с получением кондиционного концентрата в замкнутом цикле представлена на рисунке 1. Результаты проведенных опытов внесены в таблицу 6.

**Рисунок 1 – Схема проведения тестов для получения кондиционного концентрата****Таблица 6 – Результаты опыта по получению кондиционного медного концентрата в замкнутом цикле флотации**

Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Cu	Ag, г/л	Cu	Ag, г/л
Cu концентрат	1,78	25,95	230,0	48,11	40,94
Хвосты отвальные	98,22	0,24	1,23	25,11	12,08
Продуктивный раствор	6000 мл	1,5 г/л	0,078	26,78	46,98
Итого	100,0	0,96	10,0	100,0	100,0

По таблице видно, что извлечение в кондиционный концентрат после основной флотации и двух перечисток составляет 48,11%, с содержанием 25,95%. Извлечение в меди продуктивный раствор составляет 26,78%. Соответственно, суммарное извлечение будет составлять 74,89%.

Источники

- 1 Митрофанов С.И. и др. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов. – М.: Недра, 1984. – 50 с.
- 2 Патент РФ № 2009107609/02, от 04.03.2009. Птицын А. М., Дюдин Ю. К., Руднев Б.П., Буркова Т. В.
- 3 Инновационный патент РК № 29755. Способ переработки окисленных и смешанных медных руд / Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Чен В.А., Терентьева И.В. от 15.04.2015, бюл.№4.

Исследования по азотнокислному выщелачиванию чернового медного концентрата ЖОФ из руд текущей добычи ТОО «Корпорация Казахмыс»

*Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Терентьева И.В., Серикбай А.У.
(ТОО «КазГидроМедь» НИЦИТ, г. Караганда, Казахстан)*

В ходе проведенных исследований разработана гидрометаллургическая технология переработки чернового медного концентрата Жезказганской обогатительной фабрики из руд текущей добычи с максимальным (до 99 %) извлечением ценных компонентов в раствор. Утилизация отходящих нитрозных газов позволяет регенерировать азотную кислоту и возвращать ее в голову процесса на выщелачивание.

Ключевые слова: черновой концентрат, выщелачивание, раствор, извлечение.

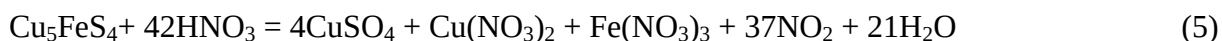
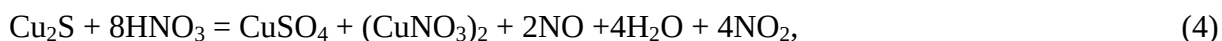
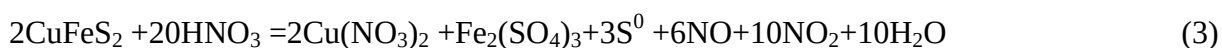
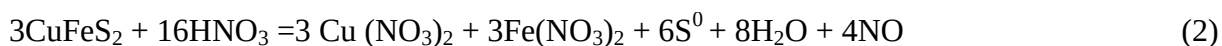
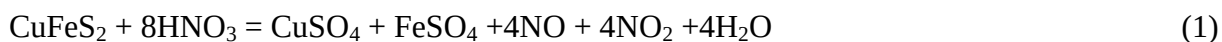
Для переработки сульфидных медных концентратов наиболее перспективными являются гидрометаллургические способы с использованием в качестве выщелачивающего агента растворов азотной кислоты HNO_3 [1-3] или смесей $\text{HNO}_3 + \text{H}_2\text{SO}_4$ кислот, с последующим воспроизводством HNO_3 из отходящих нитрозных газов. Кроме значительного ускорения протекающих гетерофазных реакций, метод позволяет значительно упростить последующую очистку растворов.

Перспективность использования в качестве выщелачивающего реагента азотной кислоты определяется следующими факторами:

- энергетическая эффективность протекающих химических реакций;
- высокий окислительный потенциал системы;
- возможность утилизации отходящих нитрозных газов с регенерацией азотной кислоты.

Цель процесса выщелачивания – более полное извлечение ценных компонентов в раствор. Растворы азотной кислоты обеспечивают выщелачивание сульфидных медных концентратов с высоким (до 98 %) извлечением меди без образования элементарной серы.

В работе [3] показано, что основные минералы - составляющие медного концентрата при взаимодействии с азотной кислотой могут образовывать водорастворимые, твердые и газообразные продукты:



Наряду с основными реакциями протекают вторичные процессы с участием продуктов первичных реакций взаимодействия исходных компонентов системы:



Изучение кинетических особенностей поведения сульфидов в азотной кислоте проведено в работе [2, 3] для обоснования технологических режимов процесса и определения возможных показателей извлечения металлов в раствор.

Переход меди и железа в раствор на начальной стадии азотнокислого выщелачивания медного концентрата характеризуется высокими скоростями, однако уже через 60 минут процесс замедляется. При этом, чем больше расход кислоты, тем раньше скорость процесса достигает максимального значения.

Для проведения исследований по азотнокислому выщелачиванию использовали черновой медный сульфидный концентрат Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ) из руд текущей добычи. Химический и фазовый состав черного концентрата приведен в таблицах 1, 2. Удельная плотность черного концентрата составила 2,6315 г/см³.

Таблица 1 – Содержание основных компонентов в черновом концентрате ЖОФ

Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %
Cu	7,49	Zn	0,05
Fe	4,03	Al	4,39
Ag, г/т	89,2	Mg	0,58
S	3,84	Au, г/т	н/п
Mn	0,139	Pb	0,152

Таблица 2 – Фазовый анализ черного концентрата

Cu общая, %		Медь в минералах							
		Окислы		Халькопирит		Халькозин		Борнит	
абс., %	отн., %	абс., %	отн., %	абс., %	отн., %	абс., %	отн., %	абс., %	отн., %
7,69	100,00	0,13	1,69	0,9	11,70	4,14	53,84	2,52	32,77

Исследования по выщелачиванию черного концентрата (таблица 1) проводили раствором азотной кислоты в интервале 1,32 - 3,97 г-экв/л с перемешиванием механической мешалкой (ES-8400) при отношении Ж:Т=4:1 при температуре 90 °С. Полученные результаты экспериментов по изучению влияния концентрации азотной кислоты на извлечение меди (а), серебра (б), железа (в) в раствор представлены на рисунке 1.

Как показывают данные рисунка 1, концентрация азотной кислоты оказывает большое влияние на извлечение компонентов черного концентрата ЖОФ.

При концентрации кислоты 1,326 г-экв/л извлечение меди в раствор составляет 96,82%, что отражает уменьшение окислительного потенциала системы. Очевидно, что нехватка выщелачивающего агента (т.е. азотной кислоты) приводит к образованию поверхностных пленок, затрудняющих доступ кислоты к непрореагировавшим сульфидным частицам, вследствие чего возникают внутридиффузионные ограничения.

При концентрации азотной кислоты более 2,5 г-экв/л, происходит существенное повышение окислительных условий в системе. В результате экспериментов оптимальная концентрация азотной кислоты составила 2,674 г-экв/л при этом извлечение в раствор: меди 99,07%, серебра 97,0% и железа 84,33%.

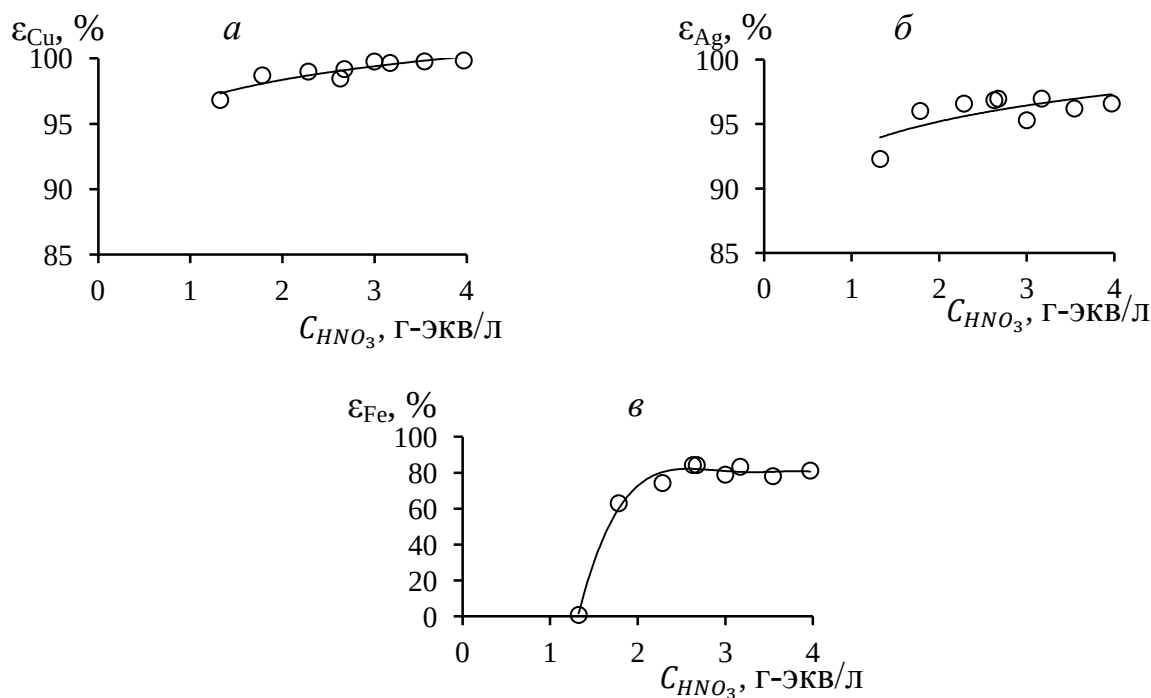


Рисунок 1 – Зависимости влияния концентрации азотной кислоты (г-экв/л) на извлечения меди (а), серебра (б), железа (в) в раствор при выщелачивании раствором азотной кислоты

Таким образом, при переработке чернового медного концентрата ЖОФ из руд текущей добычи ТОО «Корпорация Казахмыс» достигнуты следующие показатели по извлечению в раствор: Cu – 99,0 %, Ag – 97,0 %, Fe – 84,33 %, Zn – 97,2%. Выход отвального кека – 77,0%.

Утилизация отходящих нитрозных газов [4] позволяет регенерировать азотную кислоту и возвращать ее в голову процесса на выщелачивание медного концентрата.

Дальнейшая переработка продуктивных растворов сорбционными методами позволяет селективно извлечь целевые компоненты из раствора на сорбенты с высоким извлечением до 99,7 %, с дальнейшей переработкой десорбатов до получения товарной продукции.

Источники

- 1 Должийн Цогтхангай. Гидрометаллургическая переработка медного концентрата ТОО «Эрдэнэт», автореф. дисс. канд. техн. наук, Екатеринбург, 2011.
- 2 С.В. Мамяченков, О.С. Анисимова, С.С. Набойченко Азотнокислое выщелачивание медных концентратов как альтернатива их пирометаллургической переработке // Доклады IX всероссийской научно-технической конференции, Уральский федеральный университет имени Первого Президента России Б.Н.Ельцина, Екатеринбург, 2000.
- 3 Шоинбаев Амир Тлеугажиевич Физико-химические основы и разработка гидрометаллургического способа переработки молибденсодержащих продуктов, автореф. дисс. доктора техн. наук, Алматы, 1999.
- 4 Александров П.В. Разработка гидрометаллургического способа извлечения молибдена из полупродуктов обогащения руд Бугдаинского месторождения / автореферат канд...дисс... МИСиС. - М, 2011 г. – 23 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Приветственные слова	4
Исекешев А.О. , Министр по инвестициям и развитию Республики Казахстан	4
Саринжинов А. , Министр образования и науки Республики Казахстан	5
Журинов М.Ж. , Президент Национальной академии наук Республики Казахстан	7
Абыкаев Н. , Президент Казахстанской Национальной академии естественных наук	8
Хайн Ю. , Генеральный директор ICMD Holding GmbH	9
Бектыбаев А.А. , Заместитель Председателя Правления Евразийской Группы	10
Спонсоры, информационная поддержка	12
Пленарные доклады	14
Исследования в области комплексного использования минерального сырья при переработке горных пород <i>Бортников А.В., Квитка В.В., Самуков А.Д., Спиридонов П.А., Шулюяков А.Д., Кутюлин В.А., Широких В.А.</i>	15
Разработка ресурсо-сырьевой концепции производства электростали с применением пегматита, как альтернативы импортному плавиковому шпату <i>Гасик М.И., Горобец А.П., Корниевский В.Н., Панченко А.И., Логозинский И.Н., Сальников А.С., Касьян С.А., Мазурук С.Л., Яковицкий А.В.</i>	21
Методы переработки техногенных минеральных образований на предприятиях ТОО «Корпорация Казахмыс» и пути их совершенствования <i>Медведев О.С., Оспанов Е.А., Шахалов А.А., Оспанов Н.А.</i>	27
Природный и научно-технический потенциал производства редких, редкоземельных металлов <i>Ракишев Б.Р.</i>	32
Достижения ферросплавной отрасли Казахстана <i>Толымбеков М. Ж.</i>	39
Секция 1. Инновации в геологии и горном деле	48
Анализ причин травматизма на предприятиях черной металлургии РК <i>Абдугалиева Г.Ю., Имангазин М.К., Орынгожин Е.С.</i>	49
Имитационное моделирование горно-транспортных комплексов циклично-поточного действия <i>Адилханова Ж.А., Бояндинова А.А.</i>	52
Усиленные виды крепления выработок на больших глубинах <i>Ананин А.И., Макаров А.Б.</i>	58
Инновационные методы, геологические карты нового поколения – основа прогноза месторождений полезных ископаемых в Кыргызстане <i>Апаяров Ф.Х.</i>	62
«Тауго» система для построения паспортов крепления горных выработок <i>Бахтыбаев Н.Б., Оленюк С.П., Имашев А.Ж., Бахтыбаева А.С.</i>	65
Информационно-методическое обеспечение системы корпоративного управления предприятиями-недропользователями <i>Бояндинова А.А., Адилханова Ж.А.</i>	69

Принципы создания программного обеспечения сложных динамических систем в САПР глубоких карьеров <i>Букейханов Д.Г., Дороненко С.Ф., Куандыков А.А.</i>	74
Моделирование динамических процессов в системе автоматизированного проектирования глубоких железорудных карьеров <i>Букейханова С.С., Лысенко С.Б., Букейханов С.Д.</i>	84
Инновации в горном деле <i>Буктуков Н.С., Шамганова Л.С., Бояндинова А.А.</i>	95
По развитию инструментов и механизмов стимулирования и продвижения инноваций в горно-металлургической отрасли Казахстана <i>Галиев С.Ж.</i>	101
Опыт применения инновационных технологий в разведочной и инженерной геофизике <i>Глазунов В.В., Федоров А.П., Наумов В.П.</i>	106
Оценка потенциала укрепления минерально-сырьевой базы жезказганских рудников <i>Даукей С.Ж., Битимбаев М.Ж., Лисенков А.А., Шамганова Л.С., Бердинова Н.О.</i>	111
Создание горных машин с электромагнитным приводом – шаг к импортозамещению <i>Едыгенов Е.К.</i>	116
Перспективы совершенствования технологии подземной отработки рудных месторождений <i>Жалгасулы Н., Гуменников Е.С.</i>	121
Применение рейтинговой классификации массива горных пород в условиях Жайремского месторождения <i>Имашев А.Ж., Бахтыбаев Н.Б., Таханов Д.К., Мұратұлы Б., Рашид Ж.Б.</i>	127
Оптимизация работы экскаваторно-автомобильного комплекса методом имитационного моделирования <i>Канагатова А.А., Сандибеков М.Н., Галиев Д.А.</i>	131
Новые методы интенсификации кислотного выщелачивания урана <i>Матаев М.М., Баймолдинов А.Б., Колбаева М.П., Телембаев М.М.</i>	138
Новые подходы регенерации скважин при подземном выщелачивании урана <i>Матаев М.М., Кенжетеев Ж.С., Колбаева М.П., Мырзабек К.А.</i>	142
Система позиционирования в шахтах и карьерах <i>Махонин В.Е.</i>	147
Применение электрофизического метода воздействия при глубокой переработке полезных ископаемых <i>Метакса Г.П., Васин К.А.</i>	151
Минералогические и геохимические характеристики золото-сульфидно-кварцевых штокверковых месторождений (на примере Васильковского месторождения) <i>Мирошникова А.П., Мизерная М.А., Seltmann R., Dolgopolova A.</i>	156
Разработка и освоение производства конвейерных весов КВК-7731 на основе применения алгоритмов покалибровочной адаптации <i>Намазбаев Т.С., Моисеенко В.Ю., Сагинова К.М.</i>	160
Теоретическая база для создания автоматизированной системы рационального взаимодействия добывающих и обогащательных предприятий <i>Петрович С.И., Файзулин М.А., Стукалова Н.Г.</i>	165

Автоматизация построения зоны опасного влияния горных работ в условиях горной местности <i>Проходов В.В., Пак Л.Н., Наумов В.П., Проходова Л.А.</i>	170
Тіреуіш кентіректердің параметрлеріне қазу тереңдігінің әсерін бағалау <i>Сейдахметова Ж.И., Әбдуғалиева Г.Ю., Мендекинова Д.С.</i>	175
Освоение эпиптермальных золото-серебряных месторождений вулканоплутонических поясов – признанное в мире прорывное направление в создании надежной сырьевой базы золота <i>Сейтмуратова Э.Ю., Сайдашева Ф.Ф., Баратов Р.Т., Даутбеков Д.О., Токшилыкова Ж., Ситжанов Ш.</i>	180
К вопросу охлаждения нагретого горного массива <i>Ходжаев Р.Р., Габайдуллин Р.И., Асаинов С.Т.</i>	186
Секция 2. Современные подходы в обогащении бедного, забалансового сырья. Экологические аспекты природопользования	190
Urban-Rural Environmental Gradient in a Developing City: Testing ENVI GIS Functionality <i>Lemenkova Polina A.</i>	191
О научных исследованиях по решению научно-технических проблем в области информационной медицины на примере выявления недостатков аппарата ИФС-1 <i>Агеев Д.В., Бенц Т.В., Искендинова А.Ж., Сабилов Ж.Б., Кусаинова Д.И.</i>	196
Исследование обмена в системе анионит - дицианоаурат <i>Алтынбек Ш.Ч., Болотова Л.С.</i>	200
Химический источник тока на основе гальванической пары «свинец-графит ($\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$)» в сернокислых растворах <i>Башов А.Б., Егеубаева С.С., Башова А.К.</i>	205
Изучение физико-химических и флотационных свойств полифункциональных реагентов <i>Билялова С.М., Ержанова Ж.А.</i>	210
Пористые пеносиликатные материалы для теплоизоляции зданий и сооружений <i>Гайшун В.Е., Ефремова С.В., Коваленко Д.Л., Косенок Я.А., Ковалевич М.А., Москвичёв М.И.</i>	215
Оценка возможности получения медьсодержащего промпродукта из хвостов Жезказганской обогатительной фабрики <i>Дюсенова С.Б., Абдыкирова Г.Ж., Шажалиев М.Т., Тойланбай Г.А., Закиев А. Н.</i>	222
Перспективы освоения титаномагнетитовых руд Казахстана <i>Едильбаев А.И., Югай В.Д., Зябкин В.Ф., Музгина В.С.</i>	226
Перспективные направления регенерации нефтяных отходов в решении экологических задач <i>Елигбаева Г.Ж., Мырзалиева С.К., Албаева Ж.Т., Кожайсакова М.А.</i>	231
Особенности сгущения суспензии отвальных хвостов флотации методом ультрафлокуляции <i>Есенгазиев А.М., Сыдыков А.Е., Мусина М.М., Тусупбаев Н.К., Серикова Ж.</i>	236
Жаңа модификатор – парамагнитті материалды қолдану арқылы коллективті мыс-қорғасын концентратын іріктеу <i>Жакитова А.А., Турысбеков Д.К.</i>	241

Кен қалдықтарының бетінен шаң шығармау технологиясы <i>Жалғасұлы Н., Исмаилова А.А.</i>	247
Разработка флотоаппарата с высоконапорным ротационным пульсационным аэратором <i>Жарменов А.А., Хайруллина С.Т., Сарсенбай А.А., Денисова Н.В., Абдиманов Н.Б.</i>	251
Золотые технологии и проекты Казмеханобра <i>Жарменов А.А., Шалғымбаев С.Т., Болотова Л.С., Петров А.И., Романенко А.Г.</i>	258
Использование алюмосиликатных шлакообразующих смесей для оптимизации процессов обработки стали на установке печь-ковш <i>Жиембаева Д.М., Ахметов А.Б., Карсенбекова Л.А., Омаров М.Х., Ильясов А.Э.</i>	264
Флотация хвостов обогащения медных руд жезказганской обогатительной фабрики с применением модифицированных реагентов <i>Жолдыбаева М.А., Турысбеков Д.К., Тусупбаев Н.К., Шаутинов М.Р.</i>	269
Дәстүрлі флотореагенттер арқылы біріккен мыс-молибден концентратынан таңдамалы молибден концентратын алу <i>Жұмағұлова З.А., Қасенова А.Д., Мұханова А.А., Мұқатаева Н.Н.</i>	276
Переработка упорного золотосодержащего сырья: проблемы, перспективы, решения <i>Исабаев С.М., Кузгибекова Х.М.</i>	282
Практическая апробация новых инструментов управления водными ресурсами в металлургической отрасли Республики Казахстан <i>Кайдарова Р.К., Бурлибаев М.Ж., Джолдасбаева А.М., Сыпабекова Ж.Б.</i>	287
Термодинамическая оценка возможности сульфидизации окисленных медных минералов растворенной элементной серой, обладающей свойствами наночастиц <i>Каткеева Г.Л., Оскембеков И.М., Оскембекова Ж.С., Акубаева М.А., Гизатуллина Д.Р., Жунусов Е.М., Шайке Ж.А., Жунусов А.М.</i>	291
Термодинамическое обоснование процесса миграции мышьяка из отвалов металлургических производств в окружающую среду <i>Кузгибекова Х.М., Зиканова Т.А., Жинова Е.В., Исабаев С.М., Жилина И.М.</i>	297
Влияние ферритмагнитного материала на окисляемость двухвалентного железа в кислой среде <i>Мендыханова Г.К., Тусупбаев Н.К.</i>	302
Исследование процесса магнетизирующего обжига бурожелезняковой руды Лисаковского месторождения <i>Мухтар А.А., Мухымбекова М.К., Макашев А.С., Касымова Б.К., Кочегина Е.В., Момынбеков А.Д., Нускабеков Ж.С.</i>	307
Оценка эффективности доочистки производственных сточных вод для обеспечения оборотного водоснабжения <i>Мырзалиева С.К., Керимкулова А.Ж., Чуғунова Н.И., Курбанова У., Набиева Ж.С.</i>	310
О научных исследованиях в области инфраакустической волновой терапии <i>Намазбаев Т.С., Намазбаева З.И.</i>	314
Разработка безотходной технологии обогащения колчеданной медно-цинковой руды месторождения «Кундызды» <i>Ниязов А.А., Ли Э.М., Кошик А.А.</i>	319

Проведение мониторинга технологического процесса обогащения монобаритовой руды месторождения «Северное доломитовое» <i>Ниязов А.А., Шалғымбаев С.Т., Ли Э.М.</i>	325
Сырдария өзені суының ластануын зерттеу мәселелері <i>Пірәлиев С.Ж., Жанбеков Х.Н., Мукатаева Ж.С.</i>	332
Разработка малоотходной технологии производства ячеистого бетона и вяжущего из техногенного сырья полиметаллических руд <i>Сартбаев М.К., Жалғасулы Н., Исмаилова А.А.</i>	336
Применение изотопных отношений $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ для оценки физико-химических процессов выщелачивания урана <i>Сатыбалдиев Б.С., Уралбеков Б.М., Надиров Р.К., Буркитбаев М.М.</i>	340
Переработка хвостов флотационного обогащения с применением модифицированных флотореагентов <i>Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Тусупбаев Н.К., Сугурбекова А.К.</i>	344
Экологические аспекты развития нефтегазового комплекса Республики Казахстана <i>Серікова Б.Т.</i>	349
Жезқазған кен байыту орнындағы қалдықтарды жаңа флотореагенттермен қайта өңдеу <i>Солтанғазы Н.С., Ержанова Ж.А., Түсіпбаев Н.Қ., Мухатаева Н.Н.</i>	353
Поведение золота при гравитационном обогащении окисленных и первичных руд одного из месторождений Казахстана <i>Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Байконурова А.О.</i>	358
Рафинирование черновой сурьмы соединениями фосфора <i>Сыдыков А.О., Мазулевский Е.А., Ковзаленко Т.В., Бердикулова Ф.А.</i>	363
Эффективные композиционные реагенты - как основа для разработки технологических режимов флотации труднообогатимых полиметаллических и золотосодержащих руд <i>Тусупбаев Н.К., Бектурганов Н.С.</i>	369
Усовершенствование технологии переработки тонковкрапленных руд с применением турбулентной микрофлотации и нового пенообразователя <i>Тусупбаев Н.К., Рулев Н.Н., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Калдыбаева Ж.А.</i>	375
Селекция коллективного медно-свинцового концентрата с применением парамагнитных материалов <i>Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Муханова А.А., Жакитова А.А.</i>	380
Влияние гранулометрического состава угольной мелочи на механические свойства получаемых брикетов <i>Фазылов С.Д., Сатпаева Ж.Б., Нуркенов О.А., Абдыкалыков М.А., Животова Т.С., Исабекова Д.С., Исеева А.Ж., Аринова А.Е., Мукашев А.Б.</i>	385
Механохимиялық және физико-химиялық әдістердің көмірден алынатын шикі битуминозды балауыздың шығымына әсері <i>Фазылов С.Д., Сатпаева Ж.Б., Нуркенов О.А., Мулдахметов М.З., Аринова А.Е., Каринова Г.Ж., Татеева А.Б., Исабекова Д.С., Мукашев А.Б.</i>	390
ОВОС при разработке рабочего проекта участка обогащения мелких классов хромитовой руды <i>Шалғымбаев С.Т., Ниязов А.А., Тахамбетова А.Б., Жиембаев Ж.С., Ли Э.М., Уаисова Л.Г., Лейно Л.А.</i>	395

Секция 3. Новые технологии металлургической переработки минерального и техногенного сырья	399
Анализ факторов, влияющих на гидрогенизацию тяжелого углеводородного сырья <i>Ахметкаримова Ж.С., Ордабаева А.Т., Дюсекенов А.М., Мулдахметов Ж.Х., Байкенов М.И.</i>	400
Выплавка высокопрочной стали с карбонитридным упрочнением <i>Ахметов А.Б., Швецов А.Н., Кусаинова Г.Д., Омаров М.Х., Добромилов А.А., Вертунцов К.Ю., Саврасов А.И.</i>	405
Кинетика процесса гидрогенизации угля в присутствии нанопорошка железа <i>Балтабаева А. Б., Оразова Н. А., Айтбекова И. Д., Байкенов М.И.</i>	410
Электрохимиялық жолмен алынған мыс ұнтағының дисперстілігіне импульсті тоқтың әсерін анықтау <i>Баешов А.Б., Абижанова Д.А., Иванов Н.С., Абдувалиева У.А., Яскевич В.И., Комашко Л.В., Гаипов Т.Э.</i>	415
Мыс электродын стационарлы емес токтармен поляризациялау арқылы мыстың оттекті қосылыстарын алу <i>Баешов Ә.Б., Кадирбаева А.С., Баешова А.Қ.</i>	420
Проект производства ферросплавов на заводе «Электромарганец» <i>Едильбаев Б.А.</i>	426
Химически стойкие композиционные материалы из отходов металлургических производств <i>Жарменов А.А., Самбаев Б.Н., Айтбетова Э.О., Margarita Filipova</i>	430
Утилизация техногенных отходов цветной металлургии <i>Жарменов А.А., Хомяков А.П., Табылганова А.Н.</i>	435
Заводские испытания технологии получения технического сульфата магния на АО «Костанайские минералы» <i>Жарменов А.А., Хомяков А.П., Табылганова А.Н., Нурхожаев Е., Жуматаев Б.Ж., Беделова Ж.Д.</i>	439
Исследования по извлечению меди и цинка из технологических растворов <i>Жумашев К.Ж., Нарембекова А.К., Катренов Б.Б., Мусина А.Е.</i>	443
Оценка влияния кальция на морфологию неметаллических включений в литой стали <i>Ильясов А.Э., Ахметов А.Б., Кусаинова Г.Д., Омаров М.Х., Кусжанова А.А., Карсенбекова Л.А., Шинбаева У.Б.</i>	448
Математическая модель вязкости кобальта по концепции хаотизированных частиц <i>Кажикенова А.Ш., Макашева А.М., Малышев В.П., Алибиев Д.Б.</i>	454
Зависимости теплопроводности и температуропроводности сланцев Кендырлыкского месторождения <i>Касенов Б.К., Ермагамбет Б.Т., Бектурганов Н.С., Набиев М.А., Касенова Ш.Б., Сагинтаева Ж.И.</i>	459
Синтез и рентгенографическое исследование нового наноразмерного феррохромо-манганита $\text{LaCa}_{0.5}\text{FeCrMnO}_{6.5}$ <i>Касенов Б.К., Касенова Ш.Б., Сагинтаева Ж.И., Куанышбеков Е.Е., Бектурганов Ж.С.</i>	464

О возможности переработки окисленных руд месторождения Актогай пирометаллургическим способом <i>Квятковский С.А., Кожахметов С.М., Шамгунов А.С., Семенова А.С., Сейсембаев Р.С., Байжұманов С.Д.</i>	467
Разработка пирометаллургической технологии переработки окисленных руд месторождения Бошекуль <i>Кожахметов С.М., Квятковская М.Н., Семенова А.С., Бектурова К.М., Шамгунов А.С., Омирзаков Б.А.</i>	472
Обзор технологий переработки ванадийсодержащих черносланцевых руд Большого Каратау <i>Комекова Н.М., Шаяхметова Р.А., Козлов В.А.</i>	477
Изучение влияния пороодообразующих минералов на основные показатели кучного выщелачивания окисленных медных руд месторождений Казахстана при различной высоте слоя отсыпaeмой руды <i>Кушакова Л.Б., Сизикова Н.В.</i>	482
Применение отходов металлургического производства в качестве катализаторов для процесса гидрогенизации каменноугольной смолы <i>Мейрамов М.Г., Ордабаева А.Т., Ахметкаримова Ж.С.</i>	487
Разработка оптимальных условий тонкопленочной металлизации с d- элементами <i>Мулдагалиева И.Х.</i>	492
Оценка возможности выплавки богатого марганцовистого шлака и марганцовистого чугуна из железомарганцевой руды месторождения «Западный Камыс» <i>Мусин А.М., Габдуллин С.Т., Орлов А.С., Толымбеков М.Ж., Байсанов А.С.</i>	497
Балқаш «Kazkhmys Smelting» ЖШС мыс заутының конвертерлік қождардың құрылымы және фазалық құрамы <i>Муханов Д.К., Байжұманов С.Д., Сейсембаев Р.С.</i>	502
Технология комплексной переработки высокотитанистых титаномагнетитов <i>Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А., Джурканов Ж.К., Абишева А.Е., Малдыбаев Г.К.</i>	507
Термодинамический анализ системы Cr-As-H ₂ O <i>Омаров Х.Б., Абсат З.Б., Алдабергенова С.К., Сагиндыкова З.Б., Рахимжанова Н.Ж., Сиязова А.Б.</i>	512
Термодинамический анализ системы марганец-As(Sb, Bi)-H ₂ O <i>Омаров Х.Б., Алдабергенова С.К., Абсат З.Б., Рахимжанова Н.Ж., Сиязова А.Б.</i>	517
Исследование процесса гидропиролиза фракции смолы ТОО «Сары- Аркаспецкокс» в присутствии катализатора обогащенного оксида железа (Fe ₂ O ₃) <i>Ордабаева А.Т., Мейрамов М.Г.</i>	522
Аналитический подход к изучению вещественного состава окисленных медных руд на современном этапе <i>Резниченко В.В., Котельникова О.Н., Ляпунова С.И.</i>	527
Синтез и свойства нового теллурита кальция-цинка <i>Рустембеков К.Т., Бектурганова А.Ж.</i>	532
Исследование физико-химических характеристик новых видов огнеупорных материалов, разработанных методом самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС) <i>Сатбаев Б.Н., Жарменов А.А., Кокетаев А.И., Сатбаев С.Б., Шалабаев Н.Т.</i>	537

Промышленные испытания новых видов коррозионностойких огнеупоров в расплавах металлургических шлаков <i>Сатбаев Б.Н., Жарменов А.А., Кокетаев А.И., Сатбаев С.Б., Шалабаев Н.Т.</i>	543
Получение вольфрамата кальция из низкокачественных концентратов <i>Ситдилов Ф.Г., Галкова Л.И., Пикулин К.В., Селиванов Е.Н.</i>	548
Теплоемкость и термодинамические функции кобальто-манганита $\text{LaLi}_2\text{CoMnO}_5$ в интервале 298,15-673 К <i>Туртубаева М.О., Касенов Б.К., Амерханова Ш.К., Николов Р.Н., Касенова Ш.Б., Сагинтаева Ж.И.</i>	554
Термогравиметрический анализ восстановления титаномагнетитового концентрата месторождения Масальское <i>Ультаракова А.А., Найманбаев М.А., Онаев М.И., Малдыбаев Г.К., Алжанбаева Н.Ш., Квятковская М.Н.</i>	557
Методы утилизации доменного газа для создания синергии на доменном производстве <i>Чокин Т.К.</i>	562
Изучение процесса сжигания низкосортного угля в жидкой ванне <i>Шамгунов А.С., Соколовская Л.В., Квятковский С.А., Семенова А.С.</i>	567
Использование ферросиликоалюминия с барием для модифицирования литой стали <i>Шаркаев С.Н., Ахметов А.Б., Кусаинова Г.Д., Шинбаева У.Б.</i>	572
Комплексная переработка смешанной медной руды месторождения «Таскора» <i>Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Синянская О.М., Терентьева И.В., Серикбай А.У.</i>	577
Исследования по азотнокислородному выщелачиванию чернового медного концентрата ЖОФ из руд текущей добычи ТОО «Корпорация Казахмыс» <i>Юн А.Б., Захарьян С.В., Каримова Л.М., Терентьева И.В., Серикбай А.У.</i>	581

Материалы
Международной научно-практической конференции
АБИШЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ-2016
«Инновации в комплексной переработке минерального сырья»,
посвященной
80-летию Лауреата Государственной премии
Республики Казахстан,
академика Жанторе Нурлановича Абишева
и
60-летию дважды Лауреата Государственной премии
Республики Казахстан,
академика Абдурасула Алдашевича Жарменова

Ответственные редакторы:

академик МАМР, д.т.н. А.Ж. Терликбаева
профессор, д.т.н. С.В. Ефремова

ISBN 978-601-7146-24-5

Компьютерная верстка: **Стукалова Н.Г.**