ISSN 1608-8425

ПРОМЫШЛЕННОСТЬ КАЗАХСТАНА

издается с 2000 года

идеи ▶ технологии ▶ результат

10 ЛЕТ

25 ЛЕТ

- Поздравление с юбилеями РОО «КазНАЕН» и РГП «НЦКПМС РК»
- Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан: 25 лет пути
- Разработка технологии выплавки комплексных ферросплавов с применением высокозольных углей
- Опытно-промышленные испытания по освоению производства ферросиликоалюминия в руднотермической печи
- Промышленная реализация научных разработок в области переработки золотосодержащих руд
- Организация производства рафинированных сортов ферромарганца
- Тендер технологий

ПК 1(105) 2019

10 лет РОО «КазНАЕН» 25 лет РГП «НЦКПМС РК»	Поздравление с юбилеями РОО «КазНАЕН» и РГП «НЦКПМС РК»	2
	Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан: 25 лет пути	30
ИНДУСТРИЯ	Организация производства рафинированных сортов ферромарганца в Республике Казахстан	34
	Опытно-промышленные испытания по освоению производства ферросиликоалюминия в руднотермической печи	37
	Промышленная реализация научных разработок Казмеханобра в области переработки золотосодержащих руд	41
ЭКСПЕРТИЗА	Влияние вещественного состава золотосодержащей сульфидной руды на выбор метода обогащения	43
	Методическое обеспечение технологического менеджмента горно-транспортных работ с учетом гибкого нормирования	46
ТЕХНОЛОГИИ	Разработка технологии выплавки комплексных ферросплавов с применением высокозольных углей	49
	Влияние термической стойкости кварца и гранулометрического состава шихтовых материалов на процесс электротермической плавки металлургического кремния	53
	Оценка геотехнической ситуации в зоне выпускных выработок при системе самообрушения руды для безопасного и устойчивого развития добычи хромитов на глубоких горизонтах шахт ДОНГОКА	57
ЮБИЛЕЙ	К 70-летию Владимира Сергеевича Школьника	60
ПРАВИЛА ДЛЯ АВТОРОВ		62
ТЕНДЕР ТЕХНОЛОГИЙ	Тас-көмір шайыр фракциясының каталитикалық гидрогенизациядағы оңтайлы жағдайлар	64
	Активность углеродного сорбента на основе спецкокса при извлечении золота	67
	Пористо-углеродные материалы и их применение в электрохимических емкостных устройствах	70
	Исследование физико-химических свойств термообработанного угля для получения бездымного топлива	73
	Разработка и реализация инновационной технологии переработки золото-полиметаллических руд	76
	Цифровые методы анализа существующих и создания новых технологических процессов производства черных металлов	79
	Коллективная сорбция ионов железа и ванадия на анионит	82
	Разработка методики расчета параметров крепления горных выработок	85
	Селективное извлечение цветных металлов из техногенного сырья аммонийсодержащими реагентами	87
	Экспериментальное исследование некаталитической и каталитической реакции переэтерификации рапсового масла в сверхкритических флюидных условиях на установке проточного типа	90
	Новая концепция переработки коксохимического бензола и нафталиновых фракций каменноугольной смолы	93
	Вывод, обезвреживание и утилизация мышьяка при переработке минерального и техногенного сырья	96
СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ		99

МИНИСТЕРСТВО ИНДУСТРИИ И ИНФРАСТРУКТУРНОГО РАЗВИТИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Министр индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан Р.В. Скляр

Қазақстан Республикасы Индустрия және инфрақұрылымдық даму министрлігі атынан Сізді және Минералдық шикізатты кешенді қайта өңдеу жөніндегі ұлттық орталығының ұжымын Сіздердің кәсіпорындарыңыздың тарихындағы айтулы оқиға кәсіпорынның құрылуының 25-жылдығымен құттықтаймын!

«ҚР МШККӨ ҰО» РМК іс жүзінде Тәуелсіз Қазақстан Мемлекетінің құрдасы. Еліміз уақыттың қиындықтарын еңсере отырып, өз халқының көрнекті еңбегі мен жетістіктерінің арқасында сенімді түрде дамып келеді. Минералдық шикізатты кешенді қайта өңдеу жөніндегі ұлттық орталық осы ортақ іске қомақты үлесін қосуда.

Сіздің ұйымыңыздың қызметі республика экономикасының негізгі салаларының біріндегі прогреске бағытталған. Сіздер құрған инновациялық технологиялар тек «ҚР МШККӨ ҰО» РМК-ны тау-кен металлургия өнеркәсібінің ғылыми бекінісі ретінде ғылыми-техникалық өнімдер нарығында бірінші орынға қойып қана қоймай, Қазақстанның әлемдік деңгейдегі имиджін ілгерілетуге ықпал етті. Бұл осмий концентратын өңдеу технологиясын, болатты қышқылсыздандыру және модификациялауға арналған Қазақстандық қорытпаны өндіру технологиясын, құрамында алтыны бар шикізатты қайта өңдеудің бірегей технологияларын, елімізде бұл қымбат металдың әрбір үшінші тоннасын алуды қамтамасыз ету сияқты жұмыстар. Алынған нәтижелер, әрине, технологиялық қайта жарақтандыруға, яғни Президент Н.Ә. Назарбаев қойған 2025 жылға дейінгі бағдарламадағы негізгі міндеттерді шешуге ықпал етеді.

Мерейтой күніне «ҚР МШККӨ ҰО» РМК ғалымдарының еңбегі металлургия бойынша ғылым мен техника саласындағы сегіз Мемлекеттік сыйлықты табыс ету арқылы Мемлекет көлемінде танылғандығын қуанышпен атап өткен жөн. Біршама іс атқарылды. Бірақ, қол жеткізген жетістіктермен тоқтап қалмай, еліміздің өркендеуіне күш-жігерімізді жұмсауымыз қажет.

Осыған байланысты «Қазақстан Республикасының минералдық шикізатты кешенді қайта өңдеу жөніндегі ұлттық орталығы» РМК-ның ұжымына денсаулық, сәттілік, жаңа жетістіктер мен алға қойған жоспарларына қол жеткізуге тілектеспіз!

От имени Министерства индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан я рад поздравить коллектив Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан с большим событием в истории предприятия – 25-летием со дня образования!

РГП «НЦКПМС РК» – практически ровесник независимого казахстанского государства. Страна уверенно развивается, достойно преодолевая вызовы времени, благодаря самоотверженному труду и выдающимся достижениям своего народа. Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья вносит весомый вклад в это общее дело.

Деятельность вашей организации нацелена на прогресс в одной из ключевых отраслей экономики республики. Созданные вами инновационные технологии вывели не только РГП «НЦКПМС РК» как научный оплот горно-металлургической отрасли на передовые позиции на рынке научно-технической продукции, но и способствуют продвижению имиджа Казахстана на мировой арене. Это такие работы, как технология переработки концентрата осмия, технология производства сплава «Казахстанский» для раскисления и модифицирования стали, уникальные технологии переработки золотосодержащего сырья, обеспечивающие получение каждой трети тонны этого благородного металла в республике. Полученные результаты, безусловно, способствуют технологическому перевооружению, то есть решению основной задачи, поставленной Президентом Н. А. Назарбаевым в программе 2025 г.

В день юбилея приятно отметить, что заслуги ученых РГП «НЦКПМС РК» признаны в масштабах государства путем присуждения восьми Государственных премий в области науки и техники по металлургии. Сделано немало. Однако останавливаться на достигнутом не в традициях нашего Отечества. В этой связи желаем коллективу РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» новых побед и свершений в реализации самых амбициозных планов, здоровья, благополучия и процветания!

Қазақстан Республикасы
Ұлттық ғылым академиясы

Национальная академия наук
Республики Казахстан

НАЦИОНАЛЬНАЯ АКАДЕМИЯ НАУК РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Президент Национальной академии наук Республики Казахстан М. Ж. Журинов

От имени Президиума Национальной академии наук Республики Казахстан поздравляю Вас с юбилейными датами – 10-летием со дня основания Казахстанской национальной академии естественных наук и 25-летием РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан»!

По историческим меркам период незначительный. Однако, чтобы объективно оценить данный отрезок времени, надо его прожить. На правах старшего товарища и современника позволю сказать, что коллективами организаций пройден тернистый путь, и этот путь пройден достойно. Вы выдержали вызовы эпохи перестройки и постперестроечных лет. Залогом выступили командный дух и конкурентоспособность результатов научной деятельности.

Казахстанская академия естественных наук вносит весомый вклад в развитие и популяризацию отечественной науки за рубежом, о чем свидетельствуют обширные контакты сотрудничества с ведущими научными организациями стран Содружества Независимых Государств. Весома роль КазНАЕН в направлении научного обеспечения Стратегии развития Казахстана до 2050 года посредством реализации научно-технических программ и проектов, отвечающих на основные вызовы 21 века, такие как угрозы глобальной продовольственной безопасности, дефицита воды, обеспечения энергетической безопасности, исчерпаемости природных ресурсов. Большой прогресс достигнут благодаря деятельности академии по усилению законодательной базы в сфере науки и инноваций, совершенствованию законодательства по коммерциализации научных разработок, венчурному финансированию и защите интеллектуальной собственности.

Что касается Национального центра, можно сказать, что он, поймав гребень волны, всегда находился на передовых позициях, способствуя индустриально-инновационному развитию государства, поскольку создаваемые технологии и разработки направлены на целевого потребителя – предприятия горно-металлургической отрасли, а также на укрепление обрабатывающего сектора промышленности. Деятельность НЦ КПМС РК отличается от других научных организаций. Общеизвестно, что только на благодатной почве есть возможность для прорастания научного зерна. Руководство предприятия, ориентируя на тесное сотрудничество с бизнесом, работу на производство, тем не менее, обеспечивает своим ученым условия заниматься наукой, выполнением фундаментальных и прикладных исследований и проектов. Положительные плоды умелого менеджмента налицо: восемь государственных премий Республики Казахстан, в том числе за работу, которая была инициирована на премирование Казахстанской академией естественных наук, десятки построенных и запущенных производственных объектов как в нашей стране, так и за рубежом.

Уважаемые коллеги! Желаю дальнейшего полета научной мысли, воплощения уникальных идей, строительства новых производств! Мира и благополучия Вам, Вашим родным и близким!

НАЦИОНАЛЬНАЯ ИНЖЕНЕРНАЯ АКАДЕМИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Депутат Сената Парламента Республики Казахстан, Президент Национальной инженерной академии Республики Казахстан Бакытжан Жумагулов

В этом году научная общественность Казахстана отмечает ряд событий в истории отечественной науки. В их числе сегодня мы отмечаем создание двух крупных научных структур – Казахстанской национальной академии естественных наук (КазНАЕН) и Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан (НЦКПМС РК). Две юбилейные даты – 10 и 25 лет!

КазНАЕН и НЦКПМС РК развиваются в ногу со временем, вторя уверенному развитию нашего государства, отвечая реальной деятельностью на вызовы современного дня и задачи, поставленные руководством страны. Науке отведена особая роль в деле модернизации всех сфер жизнедеятельности, нацеленной на повышение благосостояния казахстанцев. Одна из приоритетных задач – экспортоориентированная индустриализация. В этой связи невозможно не отметить деятельность юбиляров в данном направлении. Создаваемые учеными КазНАЕН и НЦКПМС РК научные продукты обеспечивают укрепление ведущих отраслей экономики, привлечение иностранных инвестиций, запуск новых производств, трансфер отечественных технологий за рубеж.

Отрадно, что ученые КазНАЕН и НЦКПМС РК неоднократно заслуженно удостаивались наград различных уровней за выдающиеся результаты выполнения прорывных проектов, инновационные решения конкретных проблем производственного сектора с внедрением в промышленную практику.

Поздравляя с юбилеями, желаю не останавливаться на достигнутом, уверенно и успешно двигаться по пути коммерциализации готовых научных разработок и инициировать новые направления исследовательских работ!

Желаю благополучия и процветания дружеским, творческим коллективам!

НАЦИОНАЛЬНЫЙ ЦЕНТР ПО КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Генеральный директор
РГП «НЦКПМС РК»,
академик, д.т.н., профессор,
дважды лауреат Государственной премии РК
А. А. Жарменов

Весьма символично, что в этом году, объявленном в Казахстане по инициативе Елбасы «Годом молодежи», свое 10-летие отмечает молодая организация – Казахстанская национальная академия естественных наук. 10 лет – много это или мало? Ни много, ни мало, но вполне достаточный возраст для того, чтобы сформировать свое амплуа на научной арене, выдержать проверку временем, доказав свою состоятельность.

КазНАЕН объединила в своих рядах сотни ученых в период, когда в нашей стране уже функционировало несколько академий по разным научным направлениям. Данный факт не просто демонстрирует, он доказывает реальную потребность в необходимости создания такой организации. Сегодня Казахстанская национальная академия естественных наук включает семь отделений, в числе которых отделение химико-технологических наук в строительной индустрии, металлургии, химической и оборонной отраслях, а также отделение наук о Земле, работа которых напрямую связана с деятельностью Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан. Поэтому не случайно наши организации функционируют в тесном сотрудничестве, даже свои юбилейные даты отмечают вместе.

Конек КазНАЕН – нормативно-правовое обеспечение процесса коммерциализации результатов НИР и практическое содействие ученым по внедрению инновационных разработок и технологий. В этих вопросах КазНАЕН оказывает колоссальную помощь ученым Национального центра по комплексной переработке минерального сырья. Результат плодотворной работы тандема – успешное инициирование Казахстанской академией естественных наук совместной работы академиков КазНАЕН и ученых НЦКПМС РК под названием «Разработка технологий мирового уровня по вовлечению в переработку низкокачественного (высокофосфористого бурожелезнякового) и техногенного сырья, обеспечивающих рост конкурентоспособности производства стали, и их коммерциализация» на соискание Государственной премии РК в области науки и техники 2017 г.

Говорят, как корабль назовешь, так он и поплывет. Не приходится сомневаться в истине данного тезиса, глядя на логотип Казахстанской национальной академии естественных наук: парящий орел на солнечном голубом небосводе как символ величия, дружелюбия, творческого потенциала, вдохновения, истинной смелости и способности преодолевать трудности. Все это есть комплексное олицетворение имиджа КазНАЕН.

Поздравляя коллег с 10-летием со дня образования Казахстанской национальной академии естественных наук, от имени Национального центра по комплексной переработке минерального сырья и от себя лично желаю дальнейшего процветания, новых побед и свершений в деле развития отечественной науки и укрепления экономики государства!

EMP SP. Z O.O, ПОЛЬША

Управляющий директор
Рышард Янишевский

От имени польской компании EMP Sp. z o.o я рад поздравить РГП «НЦ КПМС РК» с 25-летним юбилеем! За эти годы Центр превратился в мощную научно-производственную базу мирового масштаба.

Сегодня уникальная исследовательская и производственная база НЦ КПМС РК позволяет проводить важнейшие исследования и эксперименты, которые открывают путь в завтрашний день металлургии. Мы гордимся, что имеем возможность вести совместную работу с Центром по реализации проекта строительства завода в Казахстане по производству ферросилиция с низким содержанием алюминия, а также участвовать в проекте по разработке технологии получения низкоуглеродистого ферромарганца из сложнообогащаемых железомарганцевых руд.

Общепризнанно, что сегодня Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья со своими филиалами является крупнейшим научно-производственным предприятием Казахстана и Центральной Азии в области добычи, обогащения и переработки минерального сырья. Важно отметить и международную деятельность Центра, что является показателем высокого профессионализма вашего коллектива, его интеллектуального и технологического потенциала и, конечно, вашего умения справляться со сложными научными задачами.

Желаю вам успехов в реализации намеченных планов, а ветеранам предприятия – крепкого здоровья и всего самого доброго.

MEGALLOY AG, ШВЕЙЦАРИЯ И VITATECH AG

Президент Magalloy AG
Жан Клод Динер

Председатель Правления
Vitatech AG
Цончо Цонев

Сердечно поздравляем вас со знаменательной датой – 25-летним юбилеем Национального Центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан! РГП «НЦ КПМС РК» внес большой вклад в дело развития казахстанской науки, в получение новых знаний и разработку новых технологий не только для горно-металлургической отрасли, но и для других отраслей народного хозяйства.

Мы гордимся долголетним сотрудничеством с вашим Центром.

Как для человека, так и для научного центра 25-летие – возраст расцвета. Уже много сделано, но еще больше впереди, а накопленные знания и опыт позволяют с оптимизмом смотреть в будущее.

Коллектив Центра доказал способность решать сложные и ответственные задачи, добиваться поставленных целей. Результаты его работы получили всеобщее признание и уважение не только в Казахстане, но и за рубежом. Несмотря на существующие трудности, предприятие развивается, идет в ногу с научно-техническим прогрессом, занимает лидирующие позиции в разработке современных технологий производства ферросплавов, переработки техногенных отходов, комплексного использования минерального сырья.

От имени компаний Megalloy AG и Vitatech AG с большим удовольствием поздравляем славный коллектив РГП «НЦ КПМС РК» с 25-летним юбилеем и желаем успешно справиться со всеми поставленными задачами.

ICMD INTERNATIONAL CORPORATION OF METAL AND ALLOY DEVELOPMENT HOLDING GMBH, ГЕРМАНИЯ

Генеральный директор
Юрген Хайн

От имени коллектива ICMD и входящих в него компаний, поздравляю коллектив ученых Национального центра по комплексной переработке минерального сырья с 25-летним юбилеем!

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

Научно-производственная деятельность и сотрудничество в области внедрения инновационных разработок ученых Центра получили заслуженное признание и государственные награды.

Мы очень гордимся тем, что нам выпала редкая возможность сотрудничать в области реализации некоторых ваших инновационных разработок, которая привела к строительству заводов по производству ферросиликоалюминия как в Казахстане, так и за рубежом, и мы надеемся, что и в дальнейшем это сотрудничество будет успешным и плодотворным.

Позвольте от всей души пожелать Вам крепкого здоровья, счастья, благополучия и новых ярких достижений и эффективных решений в Вашей многогранной деятельности!

ИНСТИТУТ ПРОБЛЕМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР ИМ. АКАДЕМИКА Н.В. МЕЛЬНИКОВА

Директор Института, член-корреспондент РАН В. Н. Захаров

Председатель Научного совета РАН по проблемам горных наук, академик РАН К. Н. Трубецкой

Председатель совета РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых, академик РАН В. А. Чантурия

Главный научный сотрудник Института, член-корреспондент РАН Д. Р. Каплунов

Коллектив Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова РАН сердечно поздравляет коллектив Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан с 25-летием со дня основания!

Республика Казахстан располагает мощнейшей минерально-сырьевой базой и является одной из крупнейших горнодобывающих стран мира. По запасам природных ресурсов она занимает 6-е место в мире, а стоимость разведанных богатств недр Казахстана оценивается примерно в 10 триллионов долларов США. По общему объему добычи твердых полезных ископаемых Казахстан занимает 13-е место среди 70 добывающих стран мира.

Сегодня Центр – это ведущая научно-производственная организация ключевой отрасли экономики Казахстана. Филиалами Национального центра являются авторитетные институты горного и металлургического профилей: Институт горного дела им. Д. А. Кунаева (Алматы), Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева (Караганда), Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов (Усть-Каменогорск), Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр» (Алматы), Институт геологии и экономики минерального сырья (Алматы), Центр металлургии в Восточно-Казахстанской области, филиал в г. Астане.

Национальный центр со дня образования определил своей миссией обеспечение устойчивого развития горно-металлургической отрасли Казахстана посредством создания научных основ, разработки и реализации конкурентоспособных технологий и научного сопровождения государственного регулирования горно-металлургического комплекса. На протяжении 25 лет придерживается данной миссии, успешно реализуя собственные разработки с самых начальных их ступеней: от идеи до функционирующих промышленных объектов.

Наш институт имеет давние творческие связи с Институтом горного дела им. Д. А. Кунаева. Результатами плодотворного сотрудничества являются совместные научно-исследовательские работы для горнодобывающих предприятий, научные труды, подготовленные научные кадры, активное участие ученых в различных мероприятиях, проводимых обеими организациями, и многое другое.

Желаем коллективу Центра и в дальнейшем сохранять высокий уровень научных исследований, добиваться новых успехов в реализации индустриально-инновационной стратегии, приумножать достижения и укреплять традиции.

Желаем всем сотрудникам отличного здоровья, благополучия, творческого озарения, успехов и счастья!

ИНСТИТУТ ХИМИИ ПОВЕРХНОСТИ ИМ. А.А. ЧУЙКО

Директор
Института химии поверхности
им. А.А. Чуйко НАН Украины,
академик НАН Украины
Н. Т. Картель

Результаты деятельности специалистов Национального центра по комплексной переработке минерального сырья известны далеко за пределами Казахстана. По технологиям Центра построены, запущены и эксплуатируются десятки предприятий в странах СНГ, Европы, Азии, Северной и Южной Америки. Неоднократно ученые Национального центра по комплексной переработке минерального сырья удостаивались присуждения Государственной премии Республики Казахстан, что указывает на высокую значимость достижений в области науки и техники и демонстрирует полное признание выдающихся заслуг на уровне страны.

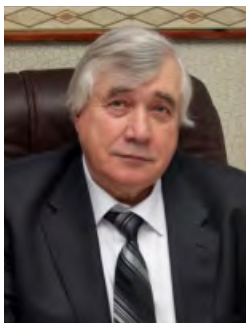
Залог большого успеха – грамотный коллектив, мудрая политика управления, научная толерантность, творческий подход и инновационность в решении сложнейших вопросов.

Отрадно, что Центр поддерживает партнерские отношения со многими научными институтами Украины. Выражаем надежду, что сотрудничество наших организаций, сложившееся в области создания углеродных материалов полифункционального назначения из альтернативного сырья растительной природы, получит дальнейшее взаимовыгодное развитие.

Желаем новых побед и свершений в созидательном труде на благо казахстанского народа!

Присоединяемся к теплым словам поздравлений и в адрес Казахстанской академии естественных наук, которая в эти дни отмечает свой 10-летний юбилей. Мира и благополучия вашим дружеским коллективам!

КЫРГЫЗСКО-РОССИЙСКИЙ СЛАВЯНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ



Ректор Кыргызско-Российского Славянского университета, д. т. н., профессор, академик НАН КР
В. И. Нифадьев

Профессор кафедры «Физические процессы горного производства», д. т. н.
С. Ф. Усманов

РГП «НЦ КПМС РК» по праву входит в число ведущих предприятий отрасли, обладающих современной производственно-технологической базой и высококвалифицированными кадрами. Благодаря эффективному менеджменту и постоянной коммерциализации новейших технологий компания уверенно развивается и строит обоснованные долгосрочные планы по выходу на новые высокие рубежи добычи и переработки.

В настоящее время Центр по всем направлениям деятельности демонстрирует умение соответствовать вызовам времени, принимать и реализовывать отраслевые и государственные стратегические задачи.

Уверен, что замечательные трудовые традиции, высокий профессионализм и компетентность сотрудников РГП «НЦ КПМС РК» помогут вам и в дальнейшем сохранять, и укреплять свои лидирующие позиции.

Кыргызско-Российский Славянский университет плодотворно сотрудничает с Институтом горного дела им. Д. А. Кунаева, который является филиалом Центра на протяжении многих лет. ИГД им. Д. А. Кунаева неоднократно выступал в качестве ведущего предприятия при защите кандидатских и докторских диссертаций наших сотрудников. Вместе с тем, наши сотрудники неоднократно являлись официальными оппонентами защищавшихся диссертаций. Следует также отметить, что и ученые-горняки ИГД им. Д. А. Кунаева принимали активное участие в подготовке научных кадров Кыргызстана. Не раз ученые наших организаций были активными участниками в различных мероприятиях, проводимых обеими организациями. Ученые института неоднократно передавали свои труды, монографии, учебники нашему университету.

От лица Кыргызско-Российского Славянского университета имени первого Президента Российской Федерации Б. Н. Ельцина хотим пожелать коллективу и руководству РГП «НЦ КПМС РК» успешной и стабильной работы, крепкого здоровья и счастья.

КЫРГЫЗ РЕСПУБЛИКАСЫНЫН УЛУТТУК ИЛИМДЕР АКАДЕМИЯСЫНЫН
ГЕОМЕХАНИКА ЖАНА ЖЕР КАЗЫНАСЫН ӨЗДӨШТҮРҮ ИНСТИТУТУ
ИНСТИТУТ ГЕОМЕХАНИКИ И ОСВОЕНИЯ НЕДР
НАЦИОНАЛЬНОЙ АКАДЕМИИ НАУК КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКИ

ИНСТИТУТ ГЕОМЕХАНИКИ И ОСВОЕНИЯ НЕДР НАН КР

Директор Института геомеханики и освоения недр НАН КР, член-корр. НАН КР, заслуженный деятель наук КР, лауреат Государственной премии КР в области науки и техники, лауреат академической премии им. И. К. Ахунбаева, д. т. н., профессор К. Ч. Кожогулов

За 25 лет работы РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» завоевал статус одной из крупнейших казахстанских компаний. Благодаря самоотверженному труду коллектива и эффективной работе менеджмента в РГП «НЦ КПМС РК» сохранены лучшие традиции и сформированы новые методы работы казахстанской горно-металлургической отрасли.

Консолидация ученых-горняков, обогатителей, металлургов, экологов, специалистов в черной и цветной металлургии, редкометалльной отрасли и производстве благородных металлов, инженеров и проектировщиков обеспечивает целостность решения вопросов по всем секторам горно-металлургической отрасли от добычи сырья до получения готовой металлопродукции и ее продвижения на рынке.

В числе неоспоримых заслуг РГП «НЦ КПМС РК» – коммерциализация инновационных технологий. На базе разработок ученых Центра построены свинцовые заводы в Италии, Канаде, Боливии, цинковые заводы в Узбекистане и Казахстане, строится новый цинковый завод в России, золотоизвлекательные фабрики в Китае, России, Кыргызстане, Узбекистане.

От имени коллектива Института геомеханики и освоения недр НАН КР и себя лично желаю Вам и возглавляемому Вами коллективу процветания и новых свершений на благо Казахстана!

Ваш коллектив сегодня юбиляр
И в этом слове много отражается:
И сверхурочные, и бешеный аврал,
И премия, что всем Вам полагается,
Дай Боже, каждому по много и не раз,
Всем лично и для всей организации.
Пусть процветает трудовой процесс
На благо всей земной цивилизации!

ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА УРАЛЬСКОГО ОТДЕЛЕНИЯ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК

Директор ИГД УрО РАН, профессор, д. т. н. Корнилков С. В.

Сердечно поздравляем со знаменательными датами – 10-летием Казахской национальной академии естественных наук и 25-летием РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан»!

Мы очень ценим сложившееся многолетнее научно-техническое сотрудничество, а особенно с Институтом горного дела им. Д. А. Кунаева в области научно-технологического обеспечения устойчивого развития горного производства Республики Казахстан, разработки конкурентоспособных инновационных проектов, эффективной подготовки научных кадров.

Благодаря высококвалифицированному составу творческого коллектива РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» находится на передовых позициях в области горно-металлургических наук, являясь центром фундаментальных и прикладных исследований в области создания новых технологий и оборудования, разработки инновационных проектов, научно-технологического обеспечения устойчивого развития горного и металлургического производства Республики Казахстан.

Мы с удовлетворением отмечаем, что сегодня Центр – это компания с мировым именем, вносящая значительный вклад в развитие экономики Казахстана, по праву является школой передового опыта и кузницей высококвалифицированных кадров. Структурные научно-технические подразделения РГП «НЦ КПМС РК» являются одними из главных организаторов многогранной работы по развитию горно-металлургического комплекса Казахстана. Уверены, что, как и прежде, коллектив полон идей и новых амбициозных планов, а профессионализм, самоотверженный труд, ответственность и сплоченность позволят и дальше успешно их реализовывать.

В этот знаменательный день мы желаем всему коллективу РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» процветания, большого личного счастья, крепкого здоровья и дальнейших творческих успехов в деле развития горно-металлургической промышленности Казахстана!

АО «ИНСТИТУТ МЕХАНОБР»

Председатель совета директоров АО «Институт Механобр», д. т. н. В. А. Арсентьев

Главный специалист, д. т. н., профессор, академик АМР РК В. В. Квитка

Сердечно поздравляем коллектив РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» с 25-летием со дня основания.

Центр занимает в экономике Казахстана особое место, являясь научным фундаментом горно-металлургического комплекса республики. Если кратко охарактеризовать 25-летний путь коллектива, то можно сказать, что это всегда было движением вперед по сложному пути научно-технического прогресса.

За эти годы в стенах Центра разработаны новые высокоэффективные технологии добычи и переработки многих видов полезных ископаемых, в том числе золота, меди, железной и полиметаллических руд. Технология получения чистого изотопа осмия-187 обеспечила вхождение Казахстана в тройку лидирующих стран по производству стабильных изотопов. Автоматизированные системы проектирования, планирования и управления технологическими процессами горнодобывающих предприятий, созданные вашими специалистами, широко известны далеко за пределами Казахстана.

За решение научных и производственных задач сотрудники Центра неоднократно награждались Государственными премиями в области науки и техники, орденами, медалями и почетными званиями Казахстана.

Уверены, что и сегодня труженики РГП «НЦ КПМС РК» настроены на новые дерзновенные планы и высокие цели, что многолетний богатый опыт, профессионализм и сплоченность коллектива позволят и дальше успешно решать стоящие перед горно-металлургической отраслью задачи.

Желаем коллективу РГП «НЦ КПМС РК» дальнейшего развития, новых успешных проектов, доброго здоровья, счастья и благополучия!

TRM
TRUST. RECYCLING. METALS

МЕЖДУНАРОДНАЯ ГРУППА КОМПАНИЙ ТРМ

Директор
Н. А. Пархоменко

Начальник производства,
к. т. н., доцент
А. А. Андриц

От имени коллектива Международной группы компаний ТРМ сердечно поздравляем трудовой коллектив РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» с 25-летием!

РГП «НЦ КПМС РК» является одной из самых динамично развивающихся компаний Казахстана, занимающихся обеспечением устойчивого развития горно-металлургической отрасли Казахстана, созданием конкурентоспособных технологий и научного сопровождения государственного регулирования горно-металлургического комплекса.

Имена ученых-горняков и металлургов Центра и его филиалов широко известны в стране и далеко за пределами Казахстана, а их неутомимый труд заслуженно отмечен целым рядом правительственных наград, в том числе все Государственные премии независимого Казахстана в области науки и техники по металлургии, ордена «Құрмет» и многих других.

Компания показывает пример надежности, компетентности, инициативы в решении сложных, амбициозных задач.

Все достигнутые результаты – это итог работы сильнейшей команды профессионалов, высокого уровня организации, таланта и колоссального опыта руководителей. Вы встречаете свой юбилей, обладая новыми возможностями для дальнейшего развития горно-металлургического комплекса Казахстана, от которого во многом зависит благополучие страны. Отмечая этот юбилей, мы хотим пожелать Вам и всему коллективу крепкого здоровья, процветания, личного счастья, благополучия, воплощения самых амбициозных проектов на благо Казахстана. Пусть эта значительная веха в развитии компании станет точкой отсчета для новых достижений и побед.

АО «АРСЕЛОРМИТТАЛ ТЕМИРТАУ»

Исполнительный директор
В. Б. Басин

Особенно хотелось бы отметить, что за 25-летнюю историю деятельности РГП «НЦ КПМС РК» сотрудникам центра удалось внести неоценимый вклад в создание, сохранение и приумножение мощного научного потенциала горно-металлургической отрасли Казахстана.

Мы искренне горды тем, что уже на протяжении многих лет РГП «НЦ КПМС РК» и **АО «АрселорМиттал Темиртау»** связывают тесные узы сотрудничества при решении актуальных проблем и вопросов развития металлургической науки и производства.

Наша совместная работа всегда была востребована временем и людьми, и за ней стоит настоящая сила – сила опыта и реальных возможностей.

Мы уверены, что наш конструктивный рабочий диалог будет продолжен и в будущем, поскольку специалисты Национального центра с высочайшей ответственностью и профессионализмом помогают решать актуальные проблемы и задачи АО «АрселорМиттал Темиртау», высоко поднимая авторитет одного из крупнейших в Республике Казахстан научных центров.

Дорогие друзья! В день юбилея желаем вам не останавливаться на достигнутом и воплотить в жизнь ваши самые смелые творческие планы. Успеха и удачи в любых начинаниях!

ТОО «КАЗЦИНК»

Генеральный директор
ТОО «Казцинк»
А. Л. Хмелев

От лица многотысячного коллектива ТОО «Казцинк» поздравляю руководство и сотрудников РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» с 25-летием со дня основания предприятия.

Наша компания более двух десятков лет успешно сотрудничает с филиалом центра в Восточного-Казахстанской области, Восточным научно-исследовательским горно-металлургическим институтом цветных металлов (ВНИИцветмет). Высококлассные специалисты ВНИИцветмет проводят исследования в самых разных направлениях горнодобывающей и металлургической промышленности, а также обогатительного производства.

Значительную часть своих проектов «Казцинк» реализовывал в тесном взаимодействии с институтом. Мы вместе разрабатывали и внедряли новые технологии обогащения и выщелачивания руд, методы компьютерного моделирования в горной геомеханике и другие инновации. Технологии и оборудование, созданные специалистами ВНИИцветмета, с высокой результативностью используются на рудниках, заводах и обогатительных фабриках нашей компании.

Уверен, что в ближайшие годы нас ждет немало совместных проектов, которые станут прорывными в промышленности Республики Казахстан.

АО «ТНК «КАЗХРОМ»

Президент АО «ТНК «Казхром»
А.Б. Есенжулов

Мы гордимся долголетним сотрудничеством с предприятиями Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан.

Убеждены, что РГП «НЦ КПМС РК» эффективно и динамично вписывается в новую экономику, используя свой главный потенциал – замечательных людей, передовой опыт кадрового, научно-технического и производственного состава, работающего на предприятиях центра.

В дни праздничных торжеств отдаем дань уважения тем, кто стоял у истоков создания Национального центра и на протяжении многих лет честно трудился на благо развития Казахстана, год за годом, способствуя превращению предприятия в подлинный центр науки и мастерства.

Мы желаем Национальному центру и в дальнейшем оставаться высокотехнологичной исследовательской площадкой, на базе которой будут успешно реализовываться самые смелые и перспективные проекты горно-металлургической отрасли, а ветеранам предприятия – крепкого здоровья и всего самого доброго!

АО «АК АЛТЫНАЛМАС»

Президент АО «АК Алтыналмас» Д. Б. Канашев

Первый вице-президент по производству Б. Б. Джалолов

Вице-президент по финансам К. К. Рахишов

От имени АО «АК Алтыналмас» сердечно поздравляем сотрудников РГП «НЦ КПМС РК» с 25-летием со дня основания!

Прошедшие годы были наполнены созидательной работой, направленной на решение главной задачи – повышения благосостояния страны. Сегодня это многопрофильный Центр, вносящий значительный вклад в развитие науки и экономики Казахстана. Высокопроизводительный самоотверженный труд, ответственность и инициатива организации позволили добиться выдающихся результатов.

Динамично развиваясь, Национальный центр с уверенностью смотрит в будущее, разрабатывает новые научно-исследовательские, опытно-конструкторские работы и анализы минерально-сырьевой базы горно-металлургического комплекса на благо народа Казахстана.

Символично, что юбилей предприятия совпал с еще одним знаковым событием – 10-летием Казахстанской национальной академии естественных наук, который внес и вносит значительный вклад в развитие естественных наук страны. Благодаря уникальной экспериментальной базе учеными КазНАЕН проводятся исследования по актуальным вопросам единой науки о природе на отдельные ее отрасли. Академия является гордостью Республики Казахстан.

Поздравляем коллектив РГП «НЦ КПМС РК» и КазНАЕН с юбилеями и желаем успешной реализации крупномасштабных проектов и замыслов, больших творческих свершений и профессиональных побед!

KAZAKHALTYN

АО «ГМК «КАЗАХАЛТЫН»

Исполнительный директор
АО «ГМК Казахалтын»
Р. В. Водопшин

Четверть века НЦ КПМС РК по праву является базовым в горно-металлургической отрасли международного уровня признания. Национальный центр с уверенностью смотрит в будущее, разрабатывает новые научно-исследовательские, опытно-конструкторские проекты для горно-металлургического комплекса Казахстана. Хотелось бы отметить совпадение этой круглой даты с таким значительным событием, как 10-летие Казахстанской национальной академии естественных наук.

В республике широко известны результаты исследований золотосодержащих руд и техногенных отходов с разработкой технологии и технологических регламентов для проектирования предприятий, а также инжиниринговое сопровождение разработанных технологий и проектов, изучение вещественного состава руд и их типизация, совершенствование технологических процессов с целью повышения извлечения золота. Большое внимание уделяется технологической сертификации руд, продуктов обогащения и техногенного сырья, содержащих благородные металлы и разработке гидрометаллургических технологий переработки золотосодержащих руд и продуктов обогащения, включая процессы прямого и сорбционного цианирования, десорбции золота, регенерации сорбентов и электролиза.

Плодами совместной деятельности АО «ГМК «Казахалтын» и Филиала Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр» стали исследования по кучному выщелачиванию золота из окисленной карьерной пробы руды месторождения «Аксу» с разработкой технологического регламента переработки руды, исследования и разработка технологического регламента на проектирование установки кучного выщелачивания золота из окисленной руды и лежалых хвостов рудника «Бестобе», технологического регламента переработки лежалых хвостов по технологии кучного выщелачивания.

В настоящее время Казмеханобр выполняет для АО «ГМК «Казахалтын» научно-исследовательскую работу по разработке технологического регламента переработки руд месторождения «Кварцитовые Горки» на Аксуйской ЗИФ.

Прошедшие годы были наполнены созидательной работой, направленной на решение главной задачи – повышения благосостояния страны.

От имени коллектива желаем никогда не останавливаться на достигнутых успехах и всегда продолжать уверенно бороться за лидерство, безупречную репутацию и свои перспективы. Успешной вам деятельности, слаженной работы, рациональных решений, постоянного экономического процветания!

ТОО «АТЫГАЙ ГОЛД МАЙНИНГ»

Директор А. А. Марьин

В этот знаменательный день – день 10-летия со дня образования Казахстанской Национальной Академии Естественных наук и 25-летия Национального Центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан примите самые теплые и искренние поздравления от коллектива ТОО «Атыгай Голд Майнинг».

За эти годы коллектив Центра прошел огромный путь.

Сегодня РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» (РГП «НЦ КПМС РК») – крупнейший научный центр, деятельность которого известна не только в Казахстане, но и далеко за его пределами.

Мощный научно-производственный потенциал, передовые технологии, высокая культура производства, богатые трудовые традиции коллектива РГП «НЦ КПМС РК» позволяют решать самые сложные задачи, поставленные государством, а также самые нестандартные решения для добычи и переработки минерального сырья отечественными и иностранными компаниями.

В коллективе РГП «НЦ КПМС РК» трудились и продолжают трудиться выдающиеся специалисты – творческие, целеустремленные и созидательные люди, внесшие свой неоценимый вклад в развитие отрасли и укрепление могущества Республики Казахстан. Сплав хороших традиций и устойчивая привычка следовать в ногу с современными требованиями, накопленные знания, опыт и высокий профессионализм – основа уверенности в том, что РГП «НЦ КПМС РК» и впредь будет находиться в авангарде развития науки и техники.

История Центра, которая началась 25 лет назад, продолжается в делах и проектах сегодняшнего дня.

Нас связывают с вами многолетие тесные узы сотрудничества по подготовке к запуску крупного золотодобывающего объекта в Костанайской области. Имя Центра стало синонимом знака качества.

Пусть день юбилея станет настоящим праздником для работников РГП «НЦ КПМС РК», для всех тех, чьим трудом и талантом создавалась былая и нынешняя слава предприятия.

От всей души желаю всем ветеранам и сотрудникам института личных успехов, здоровья и отличного настроения. Пусть для вас всегда будут открыты новые горизонты, исполняются задуманные планы, и полностью реализуются проекты.

ТОО «RG GOLD»

Генеральный директор
С. О. Сыздыков

Компания ТОО «RG Gold» поздравляет с 25-летием Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан.

Центр встречает свой юбилей сильным и сплоченным объединением. Вы по праву можете гордиться своими высокими достижениями и инновациями. В этих победах сыграли огромную роль люди, работающие в структуре национального центра.

На протяжении нескольких лет ТОО «RG Gold» сотрудничает с Восточным научно-исследовательским горно-металлургическим институтом цветных металлов (ВНИИцветмет) и с государственным научно-производственным объединением промышленной экологии «Казмеханобр», совместно с которыми ведутся научно-исследовательские проекты, горно-технологические исследования объектов рудного сырья. Результатами благотворного сотрудничества стали достижения нашего предприятия.

От всей души желаем дальнейшего процветания и развития, ярких свершений в технологическом прорыве Казахстана. Сохраняйте и берегите традиции, используя инновации и продвинутые технологии XXI века. Всем сотрудникам желаем личных успехов, здоровья. Пусть для центра всегда будут открыты горизонты, исполняются задуманные планы и проекты.

ТОО «NOVA ЦИНК»

Генеральный директор
ТОО «Nova Цинк»
С. Ю. Асан

Национальный центр встречает свой юбилей высокими достижениями в области горного дела, разработке технологии обогащения цветных и черных металлов и проектирования обогатительных фабрик, заводов на территории Республики Казахстан и зарубежных стран мира.

На протяжении нескольких лет ТОО «Nova Цинк» сотрудничает с институтом «Казмеханобр», проводя научно-исследовательские работы по обогатимости рудного сырья и улучшению показателей обогащения руд на Акжальской обогатительной фабрике и в цехе тяжелых суспензий, которые построены по проекту института.

Не менее плодотворным стало сотрудничество с ТОО «ВНИИцветмет» и ТОО «ПИЦ по горному производству» в разработке технологических регламентов на разные виды работ и проектирование разработки месторождения «Акжал» открытым способом.

От всей души желаем дальнейшего процветания и развития, ярких свершений в технологическом и инновационном прорыве Казахстана. Пусть для центра всегда будут открыты горизонты, исполняются планы и проекты.

ПОЛИМЕТАЛЛ БАКЫРЧИКСКОЕ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЕ ПРЕДПРИЯТИЕ

БАКЫРЧИКСКОЕ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЕ ПРЕДПРИЯТИЕ

Генеральный директор
ТОО «Бакырчикское
горнодобывающее предприятие»
К. О. Исаев

Четверть века назад был создан Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья. Это многофункциональная научная организация, объединяющая сеть научно-исследовательских институтов, работающих с горно-металлургическими предприятиями Казахстана и зарубежья.

За это время Национальный центр внес большой вклад в преумножение мощного научно-технического потенциала казахстанской металлургии: были созданы новые сплавы и технологии не только для металлургии, но и для смежных отраслей, проведен широкий спектр прикладных исследований и проектно-изыскательских работ. Сегодня успехи коллектива компании широко известны за рубежом, признаны казахстанским и международным научным сообществом.

Сотрудники компании проводят большую и очень важную работу по развитию и укреплению сырьевой базы, обеспечению охраны окружающей среды и промышленной безопасности, по разработке новых технологических решений, способствуя превращению предприятия в настоящий Центр науки.

Благодаря преданности своему делу, проявленной каждым сотрудником, Центр остается одним из самых инновационных предприятий в Казахстане и по сей день.

Администрация и коллектив Бакырчикского горнодобывающего предприятия желает коллективу Национального центра по комплексной переработке минерального сырья дальнейших успехов, достижения поставленных целей и задач, здоровья и счастья сотрудникам и их семьям.

КАЗНУ ИМ. АЛЬ-ФАРАБИ

Ректор КазНУ им.аль-Фараби,
академик НАН РК
Г. Мутанов

Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан, созданный в период нелегкого становления независимости как базовое научно-производственное объединение горно-металлургической отрасли страны, объединил ведущие отраслевые и академические институты в области горного дела для комплексного решения проблем добычи и переработки природного и техногенного сырья с внедрением инновационных технологий.

Коллектив вносит весомый вклад в выполнение фундаментальных и прикладных исследований, разработку новых технологий, оборудования и приборов, обеспечение устойчивого развития горно-металлургической отрасли Казахстана посредством создания научных основ, разработки и реализации новых конкурентоспособных технологий, подтверждением чему является множество престижных государственных и международных наград: Государственной премии Республики Казахстан в области науки, техники и образования, почетного звания «Қазақстанның еңбек сіңірген қайраткері», премии имени академиков К. И. Сатпаева, Е. А. Букетова, Ш. Е. Есенова, У. Джолдасбекова, Д. А. Кунаева, премии Союза ученых «Ғылым сардары», ордена «Құрмет», медалей «10 жыл Астана», «Ерен Еңбегі үшін», Почетных грамот Республики Казахстан, нагрудных знаков МОН РК – «За заслуги в развитии науки Республики Казахстан» и «Почетный работник образования Республики Казахстан», МИТ РК – «Кенші даңқы» I, II и III степени, «Еңбек даңқы» III степени, Международной награды «European Quality».

Сегодня высокий профессиональный уровень сотрудников, умело выстроенная структура и точно выбранная стратегия развития способствуют успешному функционированию РГП «НЦ КПМС РК» на рынке научно-технических услуг в горно-металлургическом комплексе, в том числе и созданию инновационных производственных предприятий.

КазНУ им. аль-Фараби желает больших успехов в преумножении накопленного опыта, устойчивости ко всем изменениям, динамичного развития и процветания в век инноваций и новых технологий, побед на благо родного Казахстана, а также выражает благодарность за плодотворное взаимовыгодное сотрудничество, апофеозом которого стало открытие кафедры технологии металлов и минералов КазНУ им. аль-Фараби на базе РГП «НЦ КПМС РК».

АБАЙ АТЫНДАҒЫ ҚАЗАҚ ҰЛТТЫҚ ПЕДАГОГИКАЛЫҚ УНИВЕРСИТЕТІ

Абай атындағы Қазақ ұлттық педагогикалық университетінің ректоры, профессор Т.Балықбаев

Қазақстандағы тұңғыш жоғары оқу орны - Абай атындағы Қазақ ұлттық педагогикалық университетінің ұжымы мен өз атымнан Сіздерді академияның 10 жылдық мерейтойымен шын жүректен құттықтаймын.

Әрине, 10 жыл көп уақыт емес десек те, қазіргідей аса жылдам қарқынмен дамып келе жатқан заманда ол аз мерзім де емес. Қазақстан ұлттық Жаратылыстану ғылымдары академиясы біздің көз алдымызда қалыптасып, дамып, бүгінгідей әлеуетке жетіп отыр. Қазіргі таңда бұл ғылым шаңырағының құрамында 352 академик пен академияның мүше-корреспонденттері, бірқатар маңызды бағыттар бойынша ғылыми-зерттеулер жүргізетін 12 аймақтық филиалдар бар. Сонымен бірге физика-математикалық ғылымдар, оның ішінде: энергетика, энергоэкология, құрылыс индустриясындағы, металлургиядағы, химиялық және қорғаныс салаларындағы химия-технологиялық ғылымдар, жер туралы ғылым (мұнай өңдеу мен мұнай-газ инфрастуктурасы) салалары бойынша жеті бөлімше жұмыс істейді.

Академияда ғылыми-техникалық бағдарламалар және экономиканың жетекші салаларына ғылыми-зерттеулердің нәтижелерін енгізуге бағытталған жобалар жасау және оларды жүзеге асыру жөніндегі ауқымды жұмыстар атқарылып келе жатқаны да бізге мәлім.

Академия ғалымдарының тікелей атсалысуымен жүзеге асырылып жатқан ғылыми-техникалық бағдарламалар бүгінде зертхана ауқымынан шығып, өнеркәсіптің инновациялық өндірісіне кеңінен енгізіліп жатқанын да жақсы білеміз. Қазір ғылыми мекеменің атақ-абыройы біздің елімізге ғана емес , онан тыс жерлерге де белгілі болып отыр. Сондықтан «Жаратылыстану» ғылымдарындағы инновация – Қазақстанның экспортқа бағдарланған индустриясының негізі» тақырыбында халықаралық ғылыми-практикалық конференциясының өткізіліп отырғаны өте орынды деп білемін.

Құрметті әріптестер! Баршаңызды конференцияның ашылуымен және академияның 10 жылдық мерейтойымен құттықтай отырып, Сіздерге табыс тілеймін.

АБАЙ АТЫНДАҒЫ ҚАЗАҚ ҰЛТТЫҚ ПЕДАГОГИКАЛЫҚ УНИВЕРСИТЕТІ

Абай атындағы Қазақ ұлттық педагогикалық университетінің ректоры, профессор Т.Балықбаев

Абай атындағы Қазақ ұлттық педагогикалық университеті ұжымы мен өз атымнан Сізді және Сіз басқарып отырған Қазақстан Республикасы Минералды шикізаттарды кешенді өңдеу ұлттық орталығының 25 жылдық мерейтойымен шын жүректен құттықтаймын.

Кеңестік кезеңде Қазақстанның бүкіл аумағы бойынша алуан түрлі, көп құрамды минералдық шикізат ресурстарын тереңдетіп қайта өңдейтін кәсіпорын болмауы салдарынан еліміздің экономикалық әлеуетін аттыруға, минералдық шикізаттық мүмкіндіктерін толық пайдалануға мүмкіндік болмағаны белгілі. Еліміз тәуелсіздік алған соң бүкіл минералдық шикізаттарды өңдейтін кәсіпорындар қажеттігі айқын сезіле бастаған тұста өмірге келген бұл орталық тау-кен өндірісінің базалық ұйымына айналды. Тау-кен ісі жөніндегі жетекші салалық және академиялық институттардың негізінде құрылған орталық аз уақытта ел экономикасын дамытуға үлес қоса бастады.

Бүгінде Орталықтың құрамына Д.А. Қонаев атындағы тау-кен институты, Ж.Әбішев атындағы химия-металлургия институты, Шығыс түсті метал тау-кен металлургиялық ғылыми-зерттеу институты, «Казмеханобр» өнеркәсіптік экологиясының мемлекеттік ғылыми-өндірістік бірлестігі, ШҚО металлургиялық орталығы және Астана филиалы кіреді. Орталық ғалымдарының жан-жақты ізденісі мен қажырлы еңбегі арқасында еліміздің тау-кен металлургия өндірісінде кен өңдеудің көптеген жаңа әдістерін енгізді. Атап айтқанда, аса күрделі өңделетін кеннен алтын бөліп алу технологиясын енгізу арқасында «Қазцинк», Келіншектау, Шобан, Жоғары Күмісті, Жолбарысты, Мезек, Бестөбе, Узбай, Жанан, Мұқыр, Миялы, Балажал, Ақсу, Жылтырбұлақ кен орындарында алтын өндірісі еселей артты.

Минералды шикізаттарды кешенді өңдеу ұлттық орталығының жобасы бойынша «Варваринское» алтын-мыс өңдеу зауыты, Өскеменде, Семейде және Степногорскде жылына 1,5 тонна алтын өңдейтін зауыттар ашылды. Ақбақайдағы алтын өндіру зауыты жылына 1 млн тонна кен өңдейтін деңгейге жетті. Елімізде мұндай мысалдар аса көп. Ең бастысы, ұлттық орталық өзі өмірге келген ширек ғасырда Қазақстандағы шикізат өңдеуді жоғары деңгейге көтеруге қол жеткізіп отыр. Мұнда, Абдрасул Алдашұлы, Сіз басқарып отырған мекеме ғалымдарының еңбегі зор екенін біз жақсы білеміз. Сондықтан да Сіздердің жұмыстарыңыз алдағы уақытта да еліміздің игілігіне жұмсала берсін дегім келеді. Сіздерге зор денсаулық, ұзақ ғұмыр, толағай табыстар тілеймін.

КАРАГАНДИНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ АКАДЕМИКА Е. А. БУКЕТОВА

Ректор Карагандинского государственного университета им. Е. А. Букетова А. Т. Едрисов

От имени профессорско-преподавательского состава Карагандинского государственного университета имени академика Е. А. Букетова поздравляем коллектив Национального центра по комплексной переработке минерального сырья со знаменательным событием – 25-летием!

Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан является крупнейшим научно-производственным предприятием по разработке, внедрению, трансферту передовых технологий и созданию инновационных производств. Высокий профессиональный уровень сотрудников, умело выстроенная структура и точно выбранная стратегия развития способствуют успешному функционированию Центра на внутреннем и внешнем рынках научно-технических услуг в горно-металлургической отрасли.

Учеными НЦ КПМС РК на отечественных предприятиях внедрены более ста технологий. Мировым признанием научных и научно-технических решений Центра стало их патентование в зарубежных странах: России, Украине, Кыргызстане, США, ЮАР, КНР, Японии и других. Уникальные разработки по получению специальных сплавов являются объектами инвестиций компаний – мировых гигантов в металлургии: Thyssen Krupp, Posco, Nippon Steel и других.

Прочные связи Центра с научными организациями и вузами республики содействуют успешному развитию горнорудной и химико-металлургической отраслей экономики республики, направленной на обеспечение высокой конкурентоспособности отечественных научно-технических разработок на мировом уровне.

От всей души желаем коллективу Национального центра по комплексной переработке минерального сырья дальнейшего процветания и воплощения в жизнь новых, масштабных технологических проектов.

КАРАГАНДИНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Первый проректор КарГТУ,
д. т. н., профессор,
академик КазНАЕН
А. З. Исагулов

От имени коллектива КарГТУ позвольте поздравить с 10-летием Казахстанскую Национальную Академию Естественных наук и 25-летием Национальный Центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан.

Благодаря накопленному опыту, уникальным технологиям, грамотному управлению, сплоченному коллективу предприятие является крупнейшим научно-производственным центром Казахстана и Центральной Азии в области добычи, обогащения и переработки минерального сырья.

За эти годы пройден огромный путь: от основания центра в середине 90-х годов, его развития и модернизации через рост квалификации и расширение штата сотрудников, внедрения инновационных технологий в области обеспечения устойчивого развития горно-металлургической отрасли Казахстана посредством создания научных основ, разработки и реализации конкурентоспособных технологий и научного сопровождения государственного регулирования горно-металлургического комплекса до реалий сегодняшнего дня.

Пусть накапливаемый профессиональный опыт способствует воплощению в жизнь новых проектов и реализации намеченных планов.

Уверены, что благодаря грамотному подходу, высокой ответственности, применению инновационных технологий и прогрессивных научных разработок все поставленные цели и задачи будут достигнуты и воплощены в жизнь.

Искренне желаем коллективу национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан дальнейшего процветания, покорения новых высот, а каждому его сотруднику – доброго здоровья, благополучия и больших успехов во всех делах и начинаниях!

НАЦИОНАЛЬНЫЙ ЦЕНТР ПО КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН: 25 ЛЕТ ПУТИ

РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» создан Указом Президента № 1090 от 21 января 1993 года и Постановлением Кабинета Министров Республики Казахстан № 642 от 22 июля 1993 года. Генеральным директором и научным руководителем Национального центра по комплексной переработке минерального сырья были назначены известные ученые – Ж. Н. Абишев, член-корреспондент АН КазССР, доктор технических наук, профессор, которому посмертно было присуждено звание лауреата Государственной премии Республики Казахстан в области науки и техники, и С. М. Кожахметов, академик АН КазССР, доктор технических наук, профессор, лауреат Государственной премии СССР.

Решение о создании национальных центров по приоритетным направлениям экономики страны было обусловлено задачей государства придать новый импульс научным исследованиям в этих областях и ускорить темпы внедрения достижений науки в промышленность. Этому, как предполагалось, должно было способствовать объединение в одну организацию академических институтов, выполнявших в основном фундаментальные исследования без определенных коммерческих и практических целей, и отраслевых, занимавшихся только решением конкретных технологических проблем промышленных предприятий. Реорганизацией научной сферы занимались первые министры науки и новых технологий независимого Казахстана Г. А. Абильсиитов и В. С. Школьник. Опыт нашего Центра показал состоятельность выработанного подхода. При этом стоит отметить, что деятельность Национального центра по комплексной переработке минерального сырья на протяжении 25 лет не была чередой побед и достижений. Надо было реальными действиями отстаивать свое существование против воли и желания высокопоставленных оппонентов новой научной системы. Вопреки их предсказаниям Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья не только выжил, но и стал крупнейшим научно-производственным центром Казахстана и Центральной Азии в области добычи, обогащения и переработки твердого минерального сырья. В этом большая заслуга Елбасы. Не менее десятка раз мне пришлось обращаться к главе государства Н. А. Назарбаеву по насущным вопросам нашего предприятия. Отрадно, что я не только получал поддержку Нурсултана Абишевича, все эти годы он проявлял большой интерес к деятельности Центра, получаемым результатам и, как опытный металлург, давал дельные советы и рекомендации, во многом обеспечившие успех нашей работы.

В становлении и развитии Национального центра огромная заслуга отраслевого министерства, в которое в 1999 году предприятие было переведено из научного, и личное участие министров В. С. Школьника, С. М. Мынбаева, А. Р. Джаксыбекова, Г. И. Оразбакова, А. О. Исекешева, Ж. М. Касымбека, вице-министров А. И. Андрющенко, А. К. Кусаинова, А. У. Мамина, А. И. Лукина, Е. К. Мамытбекова, А. П. Рау, Н. К. Абдибекова, председателей комитета А. К. Ержанова, А. С. Таспихова.

Министерство науки в лице министров М. Ж. Журинова, Н. С. Бектурганова, Ж. А. Кулекеева, Б. Т. Жумагулова, несмотря на ведомственную разобщенность, поддерживало участие ученых Национального центра в фундаментальных и прикладных исследованиях по приоритетным направлениям науки.

Разноплановая деятельность Национального центра, активная жизненная позиция ученых Казахстана сводила нас и с другими руководителями государственных органов и депутатами Мажилиса Парламента Республики Казахстан, которые внимательно вникали в суть вопросов и оказывали посильную поддержку. В их числе Н. А. Абыкаев, М. А. Нуриманов, О. А. Жандосов, Б. Т. Султанов, Б. М. Сапарбаев, К. Е. Кушербаев, Р. М. Шаекин, Ш. А. Уразалинов, В. Н. Сухорукова, Е. О. Абдрахманов.

Не все дожили до этого юбилея. В летописи отечественной науки навсегда останутся имена Ж. Н. Абишева, Д. М. Муканова, Н. Н. Ушакова, М. Ж. Толымбекова, В. А. Кима, Б. С. Фиалкова, А. Н. Клеца, А. Ф. Сапрыгина, Г. А. Романова, Ю. П. Еремина, Д. Г. Букейханова, Э. Е. Файна, Ш. А.-Г. Болгожина, Ш. А. Алтаева, Е. И. Рогова, Ю. И. Чабдаровой, Т. М. Ермекова, Ю. А. Марконренкова, К. К. Тулебаева, А. Д. Бектыбаева, А. Р. Космухамбетова, В. А. Козлова.

За разработку новых технологий и организацию производств, достижения в области фундаментальных исследований в 2001, 2003, 2005, 2015, 2017 годах Ж. Н. Абишев, А. А. Жарменов (дважды), Д. М. Муканов (уже будучи лауреатом Государственной премии КазССР), Н. С. Бектурганов (дважды, второй раз за работу, не связанную с деятельностью НЦ КПМС), В. А. Козлов (уже будучи лауреатом Государственной премии СССР), С. О. Байсанов, С. Е. Дюсембаева, А. Ж. Терликбаева, М. Ж. Толымбеков, Б. П. Хасен, А. Б. Баешов, А. К. Баешова, В. А. Ким, А. А. Акбердин, К. З. Сарекенов, С. А. Ким, Ж. Э. Сулейменов, А. Р. Ишкенов, Т. С. Намазбаев, А. О. Сыдыков, Э. Е. Файн, В. А. Светов, В. П. Малышев, А. М. Нурмагамбетова, Л. С. Болотова, С. М. Исабаев, Х. М. Кузгибекова, И. В. Старцев, Н. Н. Ушаков, С. Т. Шалгымбаев, В. А. Шумский, А. А. Ахметов, А. А. Мухтар, Б. Н. Сатбаев были удостоены наивысшей научной награды – Государственной премии Республики Казахстан в области науки, техники и образования.

Премий имени К. И. Сатпаева, Е. А. Букетова, Ш. Е. Есенова, У. Джолдасбекова, Д. А. Кунаева, премии Союза Ученых «Ғылым сардары» удостоены научные разработки А. А. Жарменова, А. Ж. Терликбаевой, Е. И. Рогова, Н. С. Буктукова, К. Х. Нугманова, Б. К. Касенова, Ш. Б. Касеновой, Ж. И. Сагинтаевой, С. Ж. Галиева, Ю. И. Чабдаровой, С. О. Байсанова, К. Ж. Жумашева, С. М. Исабаева, В. П. Малышева, А. Р. Космухамбетова, В. Л. Лося, М. Ж. Толымбекова, Н. Н. Ушакова, С. Т. Шалгымбаева, А. А. Ниязова, Л. С. Болотовой, Э. М. Ли, Б. Н. Сатбаева, Л. Б. Кушаковой, С. В. Ефремовой, С. В. Кима, М. Жукенова, А. И. Ананина, С. А. Мусурманкулова, А. А. Бояндиновой, Ж. А. Адилхановой, Е. К. Мухамбетгалиева, В. А. Салиной, Е. Ж. Шабанова, А. С. Байсанова, А. Е. Рогова, А. Е. Букетовой.

Отличительной особенностью нашего предприятия всегда являлся комплексный подход к переработке минерального сырья, а именно, начиная от процессов добычи, обогащения до металлургической переработки, включая автоматизацию и цифровизацию технологических процессов. Институты Национального центра: горного дела им. Д. А. Кунаева (директор – Н. С. Буктуков, академик, д. т. н., профессор), промышленной экологии «Казмеханобр» (директор – С. Т. Шалгымбаев, к. х. н., доцент, почетный академик НАН РК, лауреат Государственной премии РК в области науки и техники), Химико-металлургический им. Ж. Абишева (директор – С. О. Байсанов, академик, д. т. н. профессор, лауреат Государственной премии РК в области науки и техники), Восточный научно-исследовательский цветных металлов «ВНИИцветмет» (директор – И. В. Старцев,

лауреат Государственной премии РК в области науки и техники) дополняют друг друга, обеспечивая полный цикл движения сырья от руды до готовой металлопродукции. Это авторитетные, известные организации, с которыми считаются горно-металлургические предприятия не только в Казахстане, но и далеко за его пределами. За эти годы созданы и новые структурные подразделения, успешно занимающиеся коммерциализацией создаваемой научно-технической продукции, такие как Центр металлургии (директор – Б. Ж. Ергасымов), Астанинский филиал (директор – Б. Н. Сатбаев, д. т. н., профессор, лауреат Государственной премии РК в области науки и техники).

Крупной разработкой в области первичной переработки минерального сырья является технология подземной добычи руды Малеевского месторождения и ее переработка на Зыряновской обогатительной фабрике. Созданная технология обеспечила повышение производственной мощности комбината, комплексность использования минерального сырья при селективной добыче различных типов руд, снижение себестоимости, сокращение экологических рисков и повышение безопасности ведения работ [1].

Сложные горно-геологические условия отработки рудных месторождений предопределяют применение камерных и слоевых систем разработки с закладкой выработанного пространства. Для отработки неустойчивых руд Орловского и Артемьевского месторождений разработаны новые варианты нисходящей слоевой системы разработки. Внедрение технологии позволило сократить затраты на управление горным давлением, повысить устойчивость искусственной кровли путем установления рационального порядка отработки закладок в слое и подэтажей в блоке без сокращения фронта добычи руды [2, 3].

На Тишинском, Риддер-Сокольном, Малеевском, Орловском, Артемьевском, Первомайском рудниках внедрена технология мельничного приготовления закладочной смеси высокой плотности из отходов горно-металлургического и топливного производств и трубопроводной самотечной доставки пульпы в выработанное пространство [4, 5].

На протяжении ряда лет Национальный центр являлся генеральным проектировщиком АО «ССГПО». Реализованы проекты реконструкции Качарского карьера с вовлечением в отработку Южного участка месторождения и строительства карьера на базе Южно-Сарбайского месторождения железных руд [6, 7].

В соответствии с требованиями промышленной безопасности на рудниках внедряются новейшие инновационные системы позиционирования людей и техники. Учеными разработана и успешно внедрена на руднике ТОО «Восход-Oriel» автоматизированная система позиционирования персонала и самоходной техники. Система общешахтная, высокоскоростная, многоканальная и обеспечивает непрерывный сбор и передачу данных диспетчерским и аварийно-спасательным службам о местоположении персонала и самоходной техники в шахте для управления производственным процессом и принятия решений при авариях [8].

Для оперативного планирования и управления технологическими процессами на карьерах созданы различные программно-методические продукты, которые являются модулями автоматизированной корпоративной системы управления геотехнологическим комплексом на открытых разработках «Джетыгара» [9, 10]. Они нашли широкое применение на предприятиях Казахстана и России: АО «ССГПО», АО «Костанайские минералы», СП ТОО «Nova Цинк», РУ «Казмарганец», АО «Оренбургские минералы», Gemcom Russia PTY Ltd.

Важным направлением деятельности ИГД им. Д. Кунаева традиционно является создание высокоэффективного горно-шахтного оборудования. Так, на стадии коммерциализации находятся электромагнитный перфоратор, совместно с АО «Машзавод им. С. М. Кирова» изготовлен опытный образец, производственные испытания которого были осуществлены на Риддер-Сокольном руднике АО «Казцинк», электромагнитный молот, изготовлен промышленный образец с энергией единичного удара до 6000 Дж.

ВНИИЦветмет известен всем крупным мировым производителям свинца и цинка как создатель КИВЦЭТ-процесса и установки для выплавки свинца кислородно-взвешенно-циклонно-электротермическим способом, где впервые был совмещен процесс обжига и плавки в одном агрегате.

КИВЦЭТ-процесс в 1980-е годы был успешно реализован в Боливии, Италии и Усть-Каменогорске. В последующем технология и плавильный агрегат были существенно модернизированы [11, 12]. Усовершенствованная установка с 1997 года работает в Трэйле (Канада). В 2003 и 2012 годах выполнена модернизация в Portovesme S. r. l. (Италия). В 2012 и 2013 годах построены и запущены две КИВЦЭТ-установки в Китае на предприятиях компаний Jiangxi Copper Corporation и Zhuzhou Smelter Group. Сегодня по КИВЦЭТ-технологии выплавляется 420 тысяч тонн первичного свинца в год, то есть десятая часть мирового производства.

Все институты Национального центра много и плодотворно занимаются золотом. Высокая эффективность технологий подтверждается ведущими золотыми компаниями мира, в их числе BarrickGold, Newmont, PlacerDome. Сегодня каждая третья тонна золота в Казахстане производится по разработкам наших ученых.

Это и извлечение золота из руд месторождений ТОО «Казцинк» [13] «Келиншектау», «Шован», «Верхние Кумысты», «Жолбарысты», «Варваринское», «Мизек», «Бестобе», «Узбой», «Жанан», «Мукур», «Миялы», «Балажал», «Аксу», «Жалтырбулак», «Васильевское», «Комаровское» [14]. В России – Аллах-Юньская ЗИФ, ЗАО «СахаЗолото», в Кыргызстане – «Бозумчак», в Узбекистане – «Ангрен», в КНР – Аси ЗИФ [15, 16].

По проектам Казмеханобра построены заводы ЗАО «Варваринское» по выплавке сплава Доре в Усть-Каменогорске, Семипалатинске и Степногорске, аффинажный в Астане, ЗИФ переработке руд месторождений «Акбакай», «Пустынное».

На АО «Жалтырбулак» создан полный цикл производства и с 2018 года начался выпуск высококачественной товарной продукции, соответствующей Национальному стандарту Республики Казахстан СТ РК 2690 -2015 «Золото катодное».

На АО «ФИК Алел» идет переработка углисто-мышьяковистых сульфидных руд, обладающих эффектом preg-robbing, так называемых руд двойной упорности с использованием трехстадиальной схемы флотации, позволяющей снизить потери золота с хвостами на 50 %. Технологические решения по реконструкции обогатительной фабрики позволили увеличить ее производительность в 2 раза. В 2017 году запущен цех горячего цианирования лежалых и текущих хвостов сорбционного выщелачивания (второй прецедент в мировой практике).

Во ВНИИЦветмете ведутся работы по разработке принципиально новой технологии извлечения золота методом электрохимического гидрохлорирования из упорного сырья с высокими (85 % и более) показателями извлечения золота из сырья в товарный продукт. Мышьяк в форме практически нерастворимого арсената железа выводится с остатком от выщелачивания в хвостохранилище. Интерес к данной технологии проявляют как казахстанские недропользователи (ТОО «Данк», ТОО «Goldstone Minerals»), так и российские компании (АО «Красноярский завод цветных металлов»).

В рамках сотрудничества с японскими государственными (NEDO) и научно-исследовательскими организациями (Mitsui Mining & Smelting CO., LTD) создан уникальный исследовательский комплекс, на базе которого в полупромышленном масштабе проведены исследования, составлены технологические регламенты и технико-экономические обоснования для проектирования предприятий по отработке окисленных медных, никелевых и серебряно-полиметаллических руд месторождений Казахстана и ближнего зарубежья с получением товарного металла. Это месторождения «Актогай», «Бозшаколь», «Конырад», «Таскора», «Коксай», «Бенкала», «Аяк Коджан», «Карчига», «Ай», «Алмалы», «Восточная Беркара», а так же месторождений России, Кыргызстана, Грузии, Армении.

ХМИ им. Ж. Абишева традиционно занимается сырьевой базой черной металлургии. К крупнейшим результатам следует отнести вовлечение в производство низкокачественных бурожелезняковых руд Лисаковского месторождения, для которых строился Карметкомбинат, но фактически использовал в объеме не более 20 % в подшихтовке, а последнее время вообще отказался от них.

В результате многолетних исследований наших ученых был получен конкурентоспособный высококонцентрированный дефосфорированный железный концентрат с содержанием железа 65 %, фосфора не более 0,25 %, удовлетворяющий требованиям металлургического передела по химическому, фазовому составам, физическим свойствам. При этом себестоимость получения стандартного железного концентрата на 38 % ниже стоимости магнетитового концентрата. Результаты подтверждены Исследовательским центром АО «Арселор Миттал Темиртау», Метц, Франция.

Другой крупной задачей, которая была поставлена перед Национальным центром, являлось научно-техническое обеспечение создания в Казахстане производства марок нержавеющей стали. Однако запасы лома нержавеющей стали в Казахстане ограничены. Предложено заменить его на хромоникелевый чугун, технология разработана в ХМИ им. Ж. Абишева и обеспечивается наличием в Казахстане крупных месторождений руд хрома, никеля, марганца и молибдена, составляющих основу состава трех групп нержавеющих сталей по стандартам AISI 200,300 и 400.

Разработана технология выплавки сложнолегированной стали категории прочности Х80 [19]. Впервые в условиях Казахстана получена сталь для нефтегазовых труб, отвечающая требованиям международного стандарта API (American Petroleum Institute) Spec 5L. Технология принята для освоения в производстве АО «АрселорМиттал Темиртау», где уже выпущено несколько тысяч тонн стали для последующего передела в трубы нефтегазового назначения.

По объему запасов марганца Казахстан занимает второе место среди стран СНГ. Ферромарганец – основной компонент при выплавке стали. В создании промышленных производств марганцевых сплавов не только в Казахстане (реконструкция фосфорных и карбидной печи на ТМЗ и ТЭМК), но и в России (ЧЭМК) ХМИ им. Ж. Абишева принимал непосредственное участие.

Однако в Казахстане исчерпаны высококонцентрированные марганцевые руды, а текущие являются железомарганцевыми, выплавка из которых стандартных марганцевых ферросплавов по действующим технологиям невозможна из-за низкого содержания марганца и высокого содержания железа.

В ХМИ им. Ж. Абишева разработано несколько вариантов рентабельной переработки железомарганцевых руд с получением марганцовистого чугуна, богатого марганцового шлака, кондиционного железного и марганцевого концентратов, пригодных для выплавки марганцевых сплавов.

На стадии промышленной реализации находится производство ферросиликоалюминия – нового комплексного сплава, который одновременно раскисляет, легирует и модифицирует сталь [20, 21].

Промышленные испытания проводились на Аксуском (электропечь мощностью 1,2 МВА), Актюбинском (печь 4,5 МВА) ферросплавных и на Уральском алюминиевом (печь 7 МВА) заводах, а также на печах 9 и 23 МВА ТОО «KSP Steel» (Павлодар). Установлены основные технологические параметры и приемы осуществления процесса, получения практически всего сортамента ФСА от марок ФС45А10 до ФС65А20 из углистых пород казахстанских угольных бассейнов, обеспечивающих легкоуправляемый ровный ход печных агрегатов с высокими технико-экономическими показателями.

Впервые серийное производство ФСА было начато в 1998 году в условиях Экибастузского мини-завода в руднотермических электропечах с мощностью трансформаторов 1,2 МВА и 5 МВА. Продукция мини-завода поставлялась казахстанским и российским металлургическим заводам для обработки спокойных и низколегированных марок стали. В 2010 году были проведены дополнительные испытания ФСА марок ФС45А15 и ФС65А20 на различных сталеплавильных заводах Казахстана, России, Турции, Южной Кореи, Японии и Китая.

Идея включения в ферросиликоалюминий различных добавок принадлежит Президенту страны Н. А. Назарбаеву, который, как металлург, заинтересовался этой технологией и внес предложения по созданию сплава «Казахстанский». Сплав обеспечивает сокращение неметаллических включений и видимых горячих трещин, улучшает структуру и качество обрабатываемой стали. Использование нового сплава позволяет снизить себестоимость производство (до 10 %).

Промышленный выпуск ФСА освоен на заводе LigasGerais Eletrometalurgia Ltda в Бразилии. Начинается строительство первой очереди Карагандинского завода комплексных сплавов. При тесном сотрудничестве с компаниями ThyssenKrupp (Германия) и POSCO (Южная Корея) ведется строительство первой очереди ферросплавного завода в Таш-Кумыре (Кыргызстан). Работы по коммерциализации проекта реализуются также и в Иране.

На основе технологии получения ФСА была разработана технология получения алюмосиликомарганца с использованием высокозольных углей и некондиционных по содержанию марганца высококремнистых марганцевых руд Центрального Казахстана.

Предложен новый состав шихты для получения ферросилиция с низким содержанием алюминия и титана [22] – совместная разработка ученых Национального центра Казахстанской национальной академии естественных наук (КазНАЕН). Чистота продукта обеспечивается использованием взамен известных углеродистых восстановителей кремнеуглеродного композита, который предложено получать из отходов переработки риса – рисовой шелухи [23, 24].

Кремнеуглеродный композит весьма эффективен и в других областях экономики, таких как производство резин (наполнитель), сорбционное извлечение тяжелых, благородных и редких металлов (сорбент с высокой сорбционной активностью), сельском хозяйстве (кормовая добавка), что подтверждено в ходе опытно-промышленных испытаний и научно-хозяйственного эксперимента на действующих предприятиях [25, 26]. По итогам полупромышленных испытаний в условиях обогатительной фабрики филиала РГП «НЦ КПМС РК» «ГНПОПЭ «Казмеханобр» рекомендовано применение второго продукта пиролиза рисовой шелухи – жидкого органического – в качестве универсального флотореагента для обогащения свинцово-цинковых руд с большим экономическим эффектом, который, как было установлено, в силу своего состава также работает и как стимулятор роста растений, и дезинфектант.

Важной сырьевой составляющей металлургических производств является уголь. Металлургический кокс, производимый в Казахстане пригоден только для доменного процесса. В Центре металлургии создана опытно-промышленная установка и отработаны технологии получения нескольких видов новых высокореакционных углеродистых восстановителей для ферросплавных производств, процессов цветной металлургии, получения высокочистых металлов (металлического кремния «солнечного» качества).

Общеизвестно, что металлургические предприятия являются крупнейшими потребителями огнеупорных материалов многочисленной номенклатуры (более 200 видов). Повышение качества, увеличение сроков службы, создание новых комплексных – задачи которые все эти годы успешно решаются специалистам Астанинского филиала. Промышленные испытания проведены на крупнейших предприятиях горно-металлургического комплекса Республики [27, 28], в том числе в АО «АрселорМиттал», ТОО «Корпорация «Казахмыс», ТОО «Казцинк» [29].

Успешные результаты позволили начать их промышленные поставки. За последние четыре года объемы поставок в АО «АрселорМиттал Темиртау» выросли со 100 тонн на сумму 3,9 миллиона тенге (2013 год) до 2,5 тысячи тонн общей

стоимостью 1,5 миллиарда тенге (2017 год). Ведутся переговоры по поставкам в Иран, Россию и Украину.

Казахстан богат редкими металлами, от которых сегодня зависит развитие новейших отраслей науки и техники во всем мире. Значение редких металлов, используемых в ведущих отраслях производства, обеспечивающих экономическую и оборонную безопасность любого государства, резко возросло. Однако в основном редкие металлы являются сопутствующими, и их извлечение является непростой задачей.

В Национальном центре накоплен большой опыт в извлечения из минерального и техногенного сырья таких металлов, как ванадий, титан, ниобий, сурьма, рений, осмий-187, молибден, вольфрам в виде концентратов, химических соединений, металлов. Так, в промышленном масштабе внедрена технология переработки кварцитов Каратау с получением метаванадата аммония, технологии получения чистого перрената аммония и осмия-187 [30].

Тесное сотрудничество с отечественными и зарубежными промышленными предприятиями позволяет Национальному центру активно заниматься внедрением своих технологий в производство. В последние годы наши ученые активно участвуют в процессе коммерциализации результатов научной и (или) научно-технической деятельности, проводимом под эгидой АО «Фонд науки». В частности, успешно реализуются такие проекты, как «Организация производства перрената аммония из редкометального техногенного сырья», «Организация производства бишофита из хризотил-асбестового техногенного сырья», «Организация производства рафинированных сортов ферромарганца», «Организация производства высокотемпературных антикоррозионных материалов».

В целом, на основе научно-технических разработок Национального центра в разных точках мира построены десятки заводов и фабрик с объемом инвестиций более 3,5 миллиарда долларов. Ежегодный выпуск товарной продукции на этих предприятиях по ценам нынешнего дня превышает 4 миллиарда долларов. В настоящее время нами осуществляется коммерциализация нескольких технологий в Казахстане и за рубежом, общая сумма инвестиций в новые производства на их основе в ближайшие пару лет составит более 2 миллиардов долларов. Это достойные показатели деятельности научной организации не только по меркам Казахстана, но и для любой высокоразвитой страны мира.

Литература

1 Горные науки и проблемы освоения недр Казахстана // Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения: Монография в 10 томах под ред. А. А. Жарменова. – Алматы, 2008. – Т. 1

2 Ананин А. И., Барилюк А. И. и др. Разработка Орловского месторождения системой горизонтальных слоев в нисходящем порядке // Горный журнал. – 2002. – № 5. – С. 55-58

3 Ананин А. И., Магавьянова Ф. Г. Оценка устойчивости искусственной кровли при нисходящей слоевой системе разработки // Горный журнал Казахстана. – 2006. - № 2. – С. 14-16

4 Ananin A. I., Gamulka V. I., Muzgina V. S. Technology of filling mixtures making with utilization of waste of mining-and-metallurgical production // MPES Mine planning and equlpment selection. – Vol. I, 2006

5 Ананин А. И., Аймбетов М. М. и др. Проектные и производственные решения при разработке месторождения Первомайское с закладкой выработанного пространства // Горный журнал. – 2018. – № 5. – С. 27-32

6 Sedina S. A., Shamganova L. S., Berdinova N. O. Creation the geomechanical model for deep open-pit // 18 International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2018. – Albena, 2018. – P. 223-229

7 Мухаметкалиев Б. С., Калюжный Е. С., Съедина С. А., Абдибеков Н. К. Геомеханическое обеспечение устойчивости бортов карьера при увеличении глубины отработки // Горный журнал. – 2018. – № 4. – С. 27-32

8 Makhonin V., Chulkov D. Industrial safety new technical solutions for underground mining //25th World Mining Congress 2018. – Astana, 2018. – P. 1495-1498

9 Галиев С. Ж., Жусупов К. К., Татишев Е. Н., Бояндинова А. А. и др. Автоматизированное корпоративное управление геотехнологическими комплексами на открытых разработках. – Алматы, 2007. – 237 с.

10 Галиев С. Ж., Бояндинова А. А., Адилханова Ж. А. Современные решения проблем горной системологии // Труды Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан. – Алматы, 2013. – С. 169-182

11 Жарменов А. А., Ушаков Н. Н., Шумский В. А. Использование КИВЦЭТ-процесса в промышленном производстве // Промышленность Казахстана. – № 4(85). – 2014. – С. 34-36

12 Zharmenov A. A., Ushakov N. N., Shumskiy V. A. Application of KIVCET process in industrial production / Proceedings of the 18th International Conference on Non-Ferrous Minerals & Metals – 2014. – Nagpur, India, July 11-12, 2014. – P. Int 7/1-7/10

13 Патент РК № 18531. Способ кучного выщелачивания золота из поликомпонентных золотосодержащих руд / Болотова Л. С., Ахметов Н. И., Сыздыков Е. К., Романенко А. Г. Опубл.15.12.2009

14 Теория и технология обогащения природного и техногенного минерального сырья // Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения: Монография в 10 томах под ред. А. А. Жарменова. – Алматы, 2003. – Т. 2. – С. 429-438

15 Болотова Л. С., Клец А. Н., Романенко А. Г., Петров А. И. Опыт внедрения научно-технических разработок Казмеханобра по сорбционному извлечению золота на предприятиях Казахстана и Китая / Материалы первой Казахстанской конференции «Наука – производству, развитие прикладных исследований и внедрение их в производство в современных условиях. Экономика и опыт, практика и управление». – Алматы, 2002

16 Bo Luo Duo Wa (Болотова Л. С.). The Resin in Pulp Process // M. China Gold Economy. – 1996. — № 2. – P. 40-41

17 Патент РК № 33112. Устройство для магнетизирующего обжига / Абыкаев Н. А., Рау А. П., Мухтар А. А.; опубл. Бюл. № 35, 17.09.2018

18 Патент РК № 32175. Способ подготовки бурожелезняковых руд к магнитной сепарации / Мухтар А. А., Рау А. П., Макашев А. С., Момынбеков А. Д.; опубл. Бюл. № 16, 02.05.2018

19 Патент РК № 32704. Способ внепечной обработки высокопрочной стали / Ахметов А. Б., Рау А. П., Басин В. Б., Витущенко М. Ф., Яблонский В. И., Кусаинова Г. Д., Сыздыкова Р. А.; опубл. Бюл. № 10,12.03.2018

20 Патент РК № 19649. Сплав «Казахстанский» для раскисления и легирования стали / Назарбаев Н. А., Школьник В. С., Жарменов А. А. и др.; опубл. Бюл. № 6, 16.06.2008

21 Европейский патент EP2 295 614 A1. Alloy «Kazakhstanski» for reducing and doping steel / Назарбаев Н. А., Школьник В. С., Жарменов А. А. и др.

22 Патент РК № 31779. Способ выплавки ферросилиция с низким содержанием алюминия и титана / Назарбаев Н. А., Школьник В. С., Жарменов А. А., Толымбеков М. Ж., Терликбаева А. Ж.; опубл. Бюл. № 18, 30.12.2016

23 Абыкаев Н. А., Жарменов А. А., Ефремова С. В., Сухарников Ю. И., Бунчук Л. В., Джусупов С. А., Кабланбеков А. А., Муртазаева Д. Б. Рисовая шелуха: от мировой проблемы к ценному сырью // Вестник Казахстанской национальной академии естественных наук. – 2016. – № 3-4. – С. 8-12

24 Патент РК № 32871. Способ получения кремнеуглеродного композита из отходов рисопереработки / Абыкаев Н. А., Жарменов А. А., Сухарников Ю. И., Бунчук Л. В., Джусупов С. А., Ефремова С. В., Савченко А. М.; опубл. Бюл. №22, 18.06.2018

25 Ефремова С. В. Физико-химические основы и технология термической переработки рисовой шелухи. – Алматы, 2011. – 150 с.

26 Ефремова С. В., Кабланбеков А. А., Сухарников Ю. И., Хайн Ю., Жарменов А. А. Пористые углеродные материалы: синтез, характеристика, применение. – Алматы, 2017. – 160 с.

27 Басин В. Б., Витущенко М., Рау А., Сатбаев Б., Яблонский В. Новые огнеупорные материалы футеровки печи для переработки бурожелезняковых руд // Промышленность Казахстана. – 2016. – №4 (97). – С. 69-71

28 Патент РК № 32710. Огнеупорная бетонная смесь для футеровки высокотемпературных нагревательных печей / Басин В. Б., Витущенко М. Ф., Рау А. П., Сатбаев Б. Н., Яблонский В. И.; опубл. Бюл. № 11, 19.03.2018

29 Басин В. Б., Витущенко М. Ф. Рау А. П., Сатбаев Б. Н, Яблонский В. И. Результаты опытно-промышленных испытаний высокотемпературных материалов для различных узлов металлургических агрегатов на АО «АрселорМиттал Темиртау» // Международная научно-практическая конференция «Устойчивое научно-технологическое развитие: тренды и технологии» – Алматы, 2016 – С. 143-146

30 Патент на Полезную Модель РК № 3311. Способ получения металлического осмия / Абыкаев Н. А., Школьник В. С., Жарменов А. А. и др.; опубл. Бюл. № 41, 02.11.2018

УДК 669.168

А. Байсанов
Е. Шабанов
А. Мусин
Е. Махамбетов
С. Байсанов

Выпуск рафинированного ферромарганца на печи 300 кВА

ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА РАФИНИРОВАННЫХ СОРТОВ ФЕРРОМАРГАНЦА В РЕСПУБЛИКЕ КАЗАХСТАН

Наблюдаемый в последние десятилетия неуклонный рост мирового производства стали связан с неотъемлемой возрастающей потребностью металлургической промышленности в разного рода ферросплавах. Одними из наиболее используемых являются марганецсодержащие ферросплавы (высоко- и низкоуглеродистый ферромарганец, силикомарганец, металлический марганец).

Основная масса (около 95 %) марганца, важнейшего стратегического металла, производится в мире в виде ферросплавов (ферро- и ферросиликомарганца, комплексных марганецсодержащих сплавов) и используется при выплавке различных типов сталей в качестве раскислителя и легирующей добавки.

Поэтому увеличение производства стали сопровождается ростом добычи марганцевых руд и выплавки марганцевых ферросплавов, так только в 2010 году мировое производство марганцевых сплавов возросло на 25 % (до 14,6 миллиона тонн по общему весу). Объемы производства низко- и среднеуглеродистого ферромарганца увеличились на 48 % (до 1,5 миллиона тонн).

В объеме мирового потребления марганец занимает четвертое место среди всех металлов, уступая только железу, алюминию и меди.

Марганец в чистом виде непосредственно как конструкционный материал не применяется. Его в жидкую сталь вводят в виде ферросплавов (ферросиликомарганца, ферромарганца, комплексных сплавов с марганцем), а также в виде металлического марганца. При выплавке низколегированной стали, преимущественно используют среднеуглеродистый ферромарганец (с содержанием углерода до 1,5 %), в частности для выплавки стали типа Гадфильда и при производстве сварочных электродов.

Введение до 12-13 % марганца в сталь (так называемая сталь Гадфильда), иногда в сочетании с другими легирующими металлами, сильно упрочняет сталь, делает ее твердой и сопротивляющейся износу и ударам (эта сталь резко упрочняется и становится тверже при ударах). Такая сталь используется для изготовления шаровых мельниц, землеройных и камнедробильных машин, броневых элементов и т. д.

В Республике Казахстан имеются все предпосылки, а именно сырьевая марганцевая база, научный потенциал и простаивающие электродуговые печи рафинировочного типа, для расширения сортамента производимых марганцевых ферросплавов за счет организации производства рафинированных марок ферромарганца [1, 2]. Несмотря на это до настоящего времени в Казахстане не освоено производство рафинированных марок ферромарганца. Обусловлено это тем, что в существующей технологии силикотермической выплавки рафинированных марок ферромарганца имеются ряд недостатков:

– низкое извлечение марганца из руды (не более 45-50 %) на стадии силикотермического восстановления;

– высокие требования к марганцевому сырью (которым не удовлетворяют отечественные марганцевые руды) для выплавки ферромарганца;

– рассыпание конечного шлака после остывания (резко ухудшает экологическую обстановку);

– накопление значительных количеств отвальных марганцевых шлаков.

Кроме того, имеется потребность сталелитейных заводов в рафинированных марках ферромарганца, выплавляющих сталь Гадфильда для горно-шахтного оборудования.

Таблица 1

Технический и химический составы шихтовых материалов

Наименование материала	Содержание, %								
	$Mn_{общ}$	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P_2O_5	S	п. п. п.
Марганцевая руда «Мынарал»	49,23	0,95	10,83	1,22	1,28	0,93	0,03	0,01	7,7
Известь кусковая	CaO+MgO			MgO			CO_2		
	Не менее 80			Не более 5			Не более 5		

Восстановитель	Mn	Fe	Si	Al	Ca	C	S	P
Алюмосиликомарганец	40,23	6,76	39,61	5,49	1,07	0,32	–	–
Низкофосфористый ферросиликомарганец	70,98	9,5	16,32	–	–	1,57	0,016	0,11

Таблица 2

Химический состав шлака и металла (в % по массе)

№ выпуска	Хим. анализ металла, %					Химический анализ шлака, %				Основность
	Mn	Al	Fe	Si	C	MnO	Al_2O_3	SiO_2	CaO	CaO / SiO_2
1	85,12	0,089	10,42	1,66	2,13	26,22	2,28	29,28	28,75	1
2	84,22	0,079	10,37	0,66	1,73	24,55	2,23	28,09	30,54	1,1
3	85,12	0,11	10,4	0,87	1,78	23,15	2,28	29,28	30,79	1,1
2	87,36	0,019	9,77	1,39	1,87	37,38	2,18	25,62	24,81	1
5	87,36	0,13	9,3	1,9	1,01	22,04	3,41	30,11	30,54	1
6	87,36	0,14	9	1,26	1,18	26,78	3,78	27	30,79	1,1
7	87,34	0,084	7,85	4,72	1,61	30,69	3,66	29,1	28,45	1
8	80,64	0,17	9,55	5,53	1,68	25,66	3,42	30,29	27,99	0,9
9	84,67	0,048	6,7	7,02	2,06	23,99	3,41	30,02	28	0,9
10	84	0,3	7,67	0,95	2,05	21,76	4,13	27,18	31,05	1,1
Самовыпуск	69,3	0,3	6,42	10,38	0,62	–	–	–	–	–
11	73,5	0,12	8,07	8,95	0,83	20,64	4,54	30,57	29	0,9
12	68,04	0,43	8,6	9,75	0,85	26,22	5,1	29,47	25,95	0,9
13	–	–	–	–	–	23,99	4,82	30,57	25,95	0,8
14	71,4	0,31	8,47	12,79	0,48	26,5	4,54	29,27	32,1	1,1

Организация производства рафинированного ферромарганца позволит не только покрыть потребности сталелитейных заводов Казахстана, обеспечиваемые в настоящее время за счет импорта, но и стать в перспективе экспортером продукции (ферромарганца) с более высокой добавленной стоимостью.

Известно, что технология силикотермической выплавки рафинированных марок ферромарганца двухстадийная. На первой стадии в рудно-термических печах выплавляют ферросиликомарганец карботермическим шлаковым способом из марганцевой руды с содержанием не менее 38-40 % марганца с использованием в качестве восстановителя металлургический кокс. На второй стадии силикотермическим способом в рафинировочных печах выплавляют средне- или низкоуглеродистый ферромарганец из богатой марганцевой руды с содержанием не менее 42-44 % марганца с использованием в качестве восстановителя ферросиликомарганец.

Одним из перспективных направлений усовершенствования технологии выплавки рафинированных марок ферромарганца является использование в качестве восстановителя не кремния, как это принято в традиционных технологиях, а алюминия, как более сильного восстановителя. Использование алюминия как восстановителя при выплавке ферромарганца не получило распространение и ограничено, вследствие его высокой стоимости.

Поэтому на первом этапе работы была поставлена задача получения дешевого алюминийсодержащего восстановителя, дополнительно содержащего в своем составе кремний и марганец. При этом сырьевой источник алюминия должен быть значительно дешевле глинозема, используемого в алюминиевом производстве, а способ получения менее энергоемким, чем электролизное производство.

В рамках инновационного гранта в ХМИ им. Ж. Абишева была проведена работа по разработке технологии выплавки комплексного сплава алюмосиликомарганца из марганцевой руды месторождения «Западный Камыс» и высокозольного угля месторождения «Борлы» в рудно-термической печи с мощностью трансформатора 0,2 МВА при различных их соотношениях в шихте. При этом сырьевыми источниками алюминия и кремния являются пустая порода марганцевой руды и высокозольного угля. В качестве восстановителя служит твердый углерод угля. Предварительный анализ показал, что данный процесс бесшлаковый, то есть отвального шлака не образуется.

Полученные данные позволили разработать комплексную и ресурсосберегающую технологию выплавки нового вида кремнеалюминиевого восстановителя, который может быть использован в сталеплавильной промышленности в виде раскислителя, а также в виде восстановителя в производстве средне и низкоуглеродистых марок ферромарганца. В результате крупнолабораторных испытаний были установлены:

– основные электрические параметры технологии выплавки алюмосиликомарганца – рабочее напряжение 24-36 В и сила тока 3200-3500 А;

– степень извлечения основных элементов достигает 84,8-90,87 %

марганца, 76,5-83,53 % кремния и 68,9-76,57 % алюминия;

– необходимая степень избытка твердого углерода, которая составляет 10-15 % (для сравнения ферросиликоалюминий выплавляется при недостатке твердого углерода 3-5 %);

– возможность полной замены металлургического кокса, как восстановителя, на высокозольный и низкозольный угли месторождений «Сарыадыр», «Борлы» и «Шубарколь»;

– принципиальная возможность получения нового вида комплексного сплава, по химическому составу отличающегося высоким содержанием алюминия до 22-26 %.

Наличие такой технологии позволяет получать рафинированные сорта ферромарганца с применением более дешевого восстановителя – алюмосиликомарганца, получаемого из складируемых в отвалах некондиционных марганцевых руд и высокозольных углей. По данной технологической схеме исключается применение металлургического кокса, уменьшается расход марганцевого концентрата, что положительно отражается на качестве и стоимости конечного продукта.

В качестве аналогов и заменителей рафинированного ферромарганца ФМн-88 можно использовать металлический марганец, но он значительно дороже (и не производится в Казахстане). Поэтому в производстве стали используют сравнительно дешевые материалы – рафинированные сорта ферромарганца.

Крупнотоннажно низкоуглеродистые и среднеуглеродистые марки ферромарганца, а также металлический марганец получают, как правило, рафинированием, то есть очищением ферросиликомарганца от кремния или высокоуглеродистого ферромарганца от углерода, а ферросиликомарганец и высокоуглеродистый ферромарганец – с помощью карботермического непрерывного процесса.

Малоуглеродистый ферромарганец получают в основном силикотермическим восстановлением марганца, содержащегося в марганцевой руде или шлаке, в дуговых печах типа сталеплавильных, либо в ковшах.

Получение среднеуглеродистого ферромарганца рафинированием углеродистого ферромарганца в ковше продувкой кислородом сверху (процесс MOR) внедрено в США, Норвегии и Мексике, газокислородное рафинирование углеродистого ферромарганца в конвертере с донным дутьем – в Швеции. Данная технология не получила развития в СССР, хотя первые работы проводились уже в 1935 году.

По данным [3], объемы производства низко- и среднеуглеродистого ферромарганца по данной технологии к 2003 году достигли 840 тысяч тонн в год. Таким образом, низко- и среднеуглеродистый ферромарганец в основном получают по технологии газокислородного рафинирования жидкого высокоуглеродистого ферромарганца и флюсовым силикотермическим процессом в рафинировочных печах (дуговых печах типа сталеплавильных) и в ковшах-реакторах из марганцевого сырья, ферросиликомарганца и извести. В промышленном производстве наиболее широкое распространение получил первый метод. Технология флюсового силикотермического процесса может использоваться в малотоннажном производстве и получило наибольшее распространение в России и Украине.

В рамках работ грантового финансирования от АО «Фонд Науки», результатов научной и (или) научно-технической деятельности по проекту коммерциализации № 0305-17-ГК на тему «Организация производства рафинированных сортов ферромарганца», в условиях ХМИ им. Ж. Абишева опытно-промышленными испытаниями установлена возможность выплавки среднеуглеродистого ферромарганца марок ФМн88 (РА) и ФМн88 (РБ) (ГОСТ 4755-91) с использованием комплексного восстановителя алюмосиликомарганца и низкофосфористого ферросиликомарганца.

В качестве шихтовых материалов использовали марганцевую руду месторождения «Мынарал», известь, низкофосфористый ферросиликомарганец и алюмосиликомарганец. Химический состав исходных сырьевых материалов представлен в таблице 1.

Плавку осуществляли в двухэлектродной рафинировочной печи с мощностью трансформатора 100 кВА и 300 кВА, футерованной шамотными кирпичами по краям и магнезитовыми огнеупорными кирпичами – подина, с засыпкой швов шамотным порошком. Печи имеют леточное отверстие снизу на уровне подины для выпуска металла и шлака. Поверхность пода наклонена под углом 3-5º в направлении леточного отверстия, что обеспечивает более легкий выход расплава из зоны восстановления. Температура в реакционной зоне обеспечивается за счет разряда дуги двух графитовых электродов диаметрами 100 мм (100 кВА) и 200 мм (300 кВА).

Разогрев печи производили в течение 8 часов с использованием коксовой подушки в качестве проводника электрического тока. По завершении периода разогрева ванну полностью очистили от остатков коксовой подушки. Электрический режим периода разогрева: напряжение – 49 В, нагрузка на электродах – 100-200 А.

Процесс плавки периодический со средней продолжительностью 1-1,5 часа, то есть шихту загружают после выпуска и набора токовой нагрузки. Шихту загружали в следующем порядке: под токовую нагрузку (нагрузка набиралась на оставшемся в печи расплаве, а при его отсутствии задавалась часть алюмосиликомарганца или низкофосфористого ферросиликомарганца ~ 1-1,5 кг) загружали всю навеску шихтовых материалов. Шихта садилась самосходом по мере проплавления, с образованием шлаковой ванны в центре печи. Технологических отклонений от нормального режима не установлено. Во время плавок токовая нагрузка держалась равномерно (I = 150-250 А), выбросов на колошнике не наблюдалось. Шлак был жидкотекучий, активный. После проплавления шихты, шлак и металл выпускали из леточного отверстия (рис.). Металл и шлак после охлаждения хорошо разделялись.

В целом процесс выплавки среднеуглеродистого ферромарганца характеризовался устойчивой посадкой электродов со стабильной токовой нагрузкой, разделка леточного отверстия не вызывала каких либо трудностей, металл выходил активно.

Выплавленный металл и шлак после остывания и отбора проб подвергался химическому анализу, результаты которого представлены в таблице 2.

В результате испытаний при использовании низкофосфористого ферросиликомарганца и алюмосиликомарганца получен среднеуглеродистый ферромарганец марок ФМн88 (РА) и ФМн88 (РБ) (ГОСТ 4755-91). Химический состав шлака и металла (% по массе) представлен в таблице 2. При использовании низкофосфористого ферросиликомарганца содержание в металле марганца снизилось до 73,5-80,64 %.

Необходимо отметить, что вследствие отсутствия экспресс анализа металла и шлака, происходило запаздывание в регулирование шихтовки, процесса и хода плавки, как следствие расчетное значение оптимальной основности 1,3-1,4 не было достигнуто. Возможно, это объясняется несколько завышенным реальным содержанием кремния в восстановителе и в целом в шихте и, следовательно, заниженным содержанием оксида кальция в конечном шлаке. Этим в основном объясняется заниженное извлечение марганца из руды в сравнении от расчетного и планируемого. Тем не менее, полученный металл соответствует требованиям ГОСТов и ISO, а технологический процесс характеризуется стабильностью и прогнозируемостью.

Полученные данные дают основание делать вывод об экономической и технологической целесообразности организации производства среднеуглеродистого ферромарганца по разработанной технологии в масштабах мини-производства для обеспечения внутреннего рынка с последующей перспективой выхода на мировой рынок.

Литература

1 Толымбеков М. Ж., Такенов Т. Д., Ахметов А. Б. Прямое легирование стали марганцем. – Алматы: НИЦ «Ғылым», 2003. – 304 с.

2 Святов Б. А., Толымбеков М. Ж., Байсанов С. О. Становление и развитие марганцевой отрасли Казахстана. – Алматы: Искандер, 2002. – 416 с.

3 Tremblay A., Toth P., Schutte T., Kirkels Lion G., Pillay R., Ouwehand C. Annual Review Final // International Manganese Institute. – 2012. – 15 p.

УДК 669.15-198

Е. Мухамбетгалиев
С. Байсанов
А. Жарменов
Ю. Хайн
А. Чекимбаев

ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПО ОСВОЕНИЮ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСИЛИКОАЛЮМИНИЯ В РУДНОТЕРМИЧЕСКОЙ ПЕЧИ

Из недр земли ежегодно извлекается порядка 30 миллиардов тонн различных видов полезных ископаемых, значительная часть которых не входит в конечные товарные продукты. Потребление минеральных и энергетических ресурсов неизбежно приводит к образованию отходов, накапливаемых в виде отвалов вскрышных пород, шлаков, зольных остатков и т. д. Накопленные и текущие отходы горно-металлургического производства, представленные вскрышными, вмещающими породами, бедными, забалансовыми, некондиционными рудами и хвостами обогащения, обладают значительным ресурсным потенциалом и все чаще рассматриваются как перспективное, резервное, заскладированное минеральное сырье. Являясь потенциальными ресурсами, способными расширить минерально-сырьевую базу страны, техногенные образования весьма агрессивно воздействуют на природную среду, поэтому интерес к их переработке обусловлен не только коммерческими задачами, но и возросшими экологическими требованиями.

Утилизация неиспользуемых в энергетике высокозольных углей и вскрышных пород с минимизацией потерь всех элементов и, более того, производство из них металлургической продукции обладающей рыночным спросом является перспективной и своевременной научно-технической задачей. В этой связи актуальным является разработка новых ресурсосберегающих технологий комплексной переработки природного и техногенного сырья с получением эффективных комплексных сплавов. Примером является одностадийная технология электротермического производства сплава – ферросиликоалюминий (ФСА) из отходов угледобычи [1-7].

Ферросплавный цех ТОО «KSP Steel» оснащен тремя открытыми руднотермическими печами – № 1 с номинальной мощностью трансформатора 9 МВА, № 2 и № 3 мощностью по 24 МВА.

Опытно-промышленные испытания по освоению выплавки ферросиликоалюминия (ФСА) начали в электропечи

Фото 1. **Выпуск сплава**

Фото 2. **Изложницы для приема сплава**

№ 1 с мощностью трансформатора 9 МВА. Для проведения пуска и разогрева электропечи была разработана Техническая инструкция «Пуск и разогрев печи № 1 на период опытно-промышленных испытаний по выплавке ферросиликоалюминия» с графиком проведения разогрева и представлена стороне ТОО «KSP Steel».

Трансформатор электропечи трехфазный, имеет 25 ступеней напряжения с низкой стороны 71,3-128,7 В с разницей между ступенями 2,5 В, сила тока 45-35 кА.

Программа сушки футеровки и разогрева печи в виде графика была рассчитана на 5 суток с возможностью проведения незначительных добавок шихты с повышенным содержанием кварцита по истечении 2,5 суток разогрева. В течение 2 суток проводилась сушка футеровки дровами. Предварительно на подину печи выставили концы стартовых кожухов электродов, изготовленных из листовой стали толщиной 5 мм. Высота стартовых кожухов составила 4000-4500 мм с расчетом их высоты выше верхнего среза контактных медных щек. Разогрев производили на коксовой подушке на 1-й ступени напряжения. Количество кокса поступившего в ванну печи составило порядка 3 тонн. В полые кожухи электродов произвели завалку электродной массы из расчета уровня заполнения на 3 метра выше верхнего среза контактных щек.

Разогрев должен был вестись по графику, рассчитанному на 5 суток, с постепенным увеличением силы тока на электродах и достижением значения 35 кА. При этом после набора определенного значения выдерживались полки для выравнивания температуры в ванне печи. Точного соблюдения графика разогрева достигнуто не было. Причина – периодическое отключение трансформатора для отладки механизмов подъема и опускания электродов, а также для отладки автоматики и программного обеспечения.

Подсыпку шихты начали по истечении вторых суток разогрева в небольшом количестве для прикрытия открытых дуг. После 4 суток разогрева произвели выпуск с использованием кислорода для прогрева леточного блока и выпускного канала. Сплава практически не было. Выпуск № 2 также не показал явного выхода сплава. Печь на первой ступени напряжения с постепенной завалкой шихты на высоту 1500 мм прогревалась в течение всей ночной смены и до 11 часов дня и в 11 часов произвели выпуск. Сплав вышел в количестве 400-500 кг, активно, но тонкой струей после частых прошуровываний железным прутом и подогрева кислородом. Печь еще не была разогрета и поэтому температура сплава была низкой. Токовая нагрузка на электродах превысила 45 кА. Однако маневрировать электродами (подъем электрода) для снижения тока не было возможности вследствие их обломов и разрушения нижних кромок.

Состав шихты на период разогрева и вывода печи на рабочий режим: углистое сырье A^c – 48 % – 700 кг; кварцит – 170 кг; железная стружка – 50 кг. На данной шихте в количестве до 15 тонн углистого сырья проработали 2 сутки. Затем перешли на шихту с использованием углистого сырья зольностью A^c – 55,4 %.

Уровень шихты на колошнике печи увеличили до 1500 мм от подины. Создали конусы шихты вокруг электродов. Выпуски сплава после выхода на режим стабилизировались. Металл выходил горячим. В среднем при промежутке между выпусками 5 часов (2 выпуска за 12-часовую смену) количество сплава варьировалось 1,5-1,6 тонны за выпуск. При повышении токовой нагрузки свыше 45 кА после выпусков производили единовременные добавки кварцита в количестве 80-100 кг вокруг каждой фазы. Добавки кварцита несколько снижали токовую нагрузку, так как наблюдался незначительный избыток восстановителя.

На 9-е сутки после включения печи перешли на 3-разовый выпуск. При этом токовая нагрузка поддерживалась на уровне 38-42 кА на 5-й ступени напряжения ~ 81 В. Уровень шихты на колошнике ванны печи увеличили в виде конусов до 600-700 мм от верхнего края ванны печи. Отмечалась удовлетворительная газопроницаемость шихты, вследствие низких значений спекаемости углистого сырья, характерных для сырья Сарыадырского угольного месторождения.

По израсходовании вышеназванного углистого сырья было принято решение перейти на смешанный бурт № 6 из двух вагонов со следующим химическим составом, приведенным в таблице 1.

Содержание летучих компонентов принято 20 %, исходя из того, что в

Таблица 1

Химический состав углистого сырья

№ вагонов	Средние показатели химического состава, %								
	A^c	V	W	S	SiO_2	Al_2O_3	P	CaO	MgO
в/н 60894011	50,4	14,3	3	0,217	56,44	41,55	0,021	0,08	1,13
в/н 603312741	52,4	16,5	3,7	0,19	54,3	33,8	0,018	0,07	1,19
Среднее	51,4	20	3,3	0,2	55,4	37,5	0,02	0,08	1,15

Таблица 2

Химический состав ФСА марки ФС55А15

№ выпуска	Химический состав ФСА, %				
	Si	Al	Fe	P	S
151	50,85	15,4	30,3	–	–
152	50,24	15,76	32	0,023	0,001
155	52,6	15,25	30,2	–	–
158	53,71	15,5	28,81	–	–
183	53,13	16,61	28,27	–	–
184	53,2	16,92	27,88	–	–
185	53,42	16,74	27,86	–	–
186	53,52	16,58	27,87	–	–
187	52,93	16,77	28,26	–	С-0,1
188	57,19	15,86	24,86	0,021	0,0005

Таблица 3

Показатели выплавки ФСА марки ФС55А20 в печи РКО-9МВ·А

№ выпуска	Химический состав ФСА, %				Масса Ме, кг	Электроэнергия, кВт · ч	Электроэнергия, кВт · ч/т
	Si	Al	P	S			
508	53,4	17,2	–	–	1227	–	–
509	52	18	–	–	1235	–	–
510	53,7	18,6	0,02	0,0009	1343	–	–
511	53,1	18,5	–	–	1258	–	–
512	53,3	18,9	–	–	1160	–	–
513	48,9	19	–	–	1117	–	–
514	45,9	19,4	–	–	957	–	–
515	53	18,7	–	–	1217	–	–
516	55,2	19,2	–	–	983	–	–
За сутки					10 497	95 931	9139
517	53,1	19,4	–	–	1255	–	–
521	53,7	20,3	–	–	1000	–	–
522	51,3	22,7	–	–	1000	–	–
523	49,4	22,5	–	–	1040	–	–
За сутки					7766	92 768	11 945
524	53,1	22,1	–	–	798	–	–
525	51	21	–	–	790	–	–
526	50,6	21,1	–	–	815	–	–
527	52,8	19,9	–	–	734	–	–
528	52,3	20,3	–	–	594	–	–
529	53,2	21,3	–	–	885	–	–
530	51,3	20,4	–	–	876	–	–
531	51,8	20,1	–	–	863	–	–
За сутки					6355	77 126	12 136

сарыадырских высокозольных углях зольностью 50-52 % летучих компонентов должно быть не менее 20 %. Это стало возможной ошибкой при отборе проб и неправильным проведением химического анализа, поскольку штатные сотрудники лаборатории проходили обучение.

Возможная ошибка при определении летучих компонентов состоит в том, что анализ проводится с использованием фарфоровых тиглей, тогда как по ГОСТ летучие и зола должны определяться в специальных плоскодонных лодочках. Если для определения количества золы это сильно не влияет, то для анализа летучих компонентов это является важным, поскольку снижается слой взятой пробы, облегчается ее прогрев, который проводится строго по времени.

Соответственно, при расчете увеличено содержание SiO_2 в золе с 55,4 до 57,5 % также в соответствии с тем, что содержание этого оксида в золе сарыадырских углей составляет 60-65 %. На основании вышеизложенного установлен следующий состав шихтовых материалов с применением углистой породы из бурта № 6: углистая порода – 700 кг; кварцит – 240 кг; железная стружка – 50 кг.

Данный состав шихты предполагает получение сплава с содержанием 57 % кремния и 18 % алюминия при их извлечении в сплав 77 и 73 % соответственно. В целом установленный состав шихтовых материалов показывает на его адекватность. Для выравнивания процесса при некотором карбидном режиме на рабочей площадке заготовили два кюбеля с кварцитом и железной стружкой. Анализ химического состава ФСА с 3-го по 18-й выпуски показали содержание кремния 36-60 % и алюминия 15-18 %.

При стабилизации процесса пробы сплава и углистого сырья были дополнительно проанализированы в условиях Химико-металлургического института для проверки правильности проведения анализов лабораторией ТОО «KSP Steel», что показало адекватность принятой навески сырьевых материалов.

Результаты химического состава выплавленного сплава в период разогрева электропечи и вывода ее на рабочий режим показали постепенное повышение содержания кремния и алюминия в составе сплава. Данное показывает на повышение температуры в реакционной зоне печи и на момент выпуска достаточность тепловой энергии.

Вывод электропечи № 1 и стабилизация процесса выплавки ферросиликоалюминия произошло после 13-го выпуска сплава. Выпуск сплава производился в две изложницы, выставленные параллельно на самоходной тележке *(фото 1 и 2)*. При заполнении первой изложницы под струю расплава передвигалась следующая изложница. Размеры изложниц по внутренней футеровке – 900 × 1500 × 250. Обычно заполнение происходило на высоту до 120 мм обеих изложниц.

Вскрытие и разделка летки при выпуске производилась стальным прутом при помощи электропрожига и затруднений не вызывало. Это указывает на хороший разогрев ванны печи и оптимальный баланс смеси шихтовых материалов. Сплав при выпусках выходил хорошо разогретым и сливался активно за 10-12 минут. Это также косвенно доказывает оптимальность состава шихтовой смеси, что позволяет поддерживать глубокую посадку электродов в шихтовой смеси и соответственно обеспечивает высокую температуру в реакционной зоне.

В целом за период вывода печи на рабочий режим (выпуски 13-50) получено порядка 257 тонн кондиционных марок сплава, в частности ФС65А10 и ФС55А15. Удельный расход сырьевых и расходных материалов составил: углистое сырье (A^c = 51 %) – 2615 кг; кварцит – 900 кг; стальная стружка – 130 кг; электродной массы – 80 кг; прут стальной – 80 кг.

Удельный расход электроэнергии для марки ФС65А10 составил 11,5 МВт·ч/т. При этом средняя суточная производительность – 6,8 тонны.

Процесс выплавки ФСА в условиях ТОО «KSP Steel» постоянно контролировался сотрудниками ХМИ им. Ж. Абишева. В соответствии с химическим составом углистого сырья производилась поправка состава сырьевых материалов для получения ФСА марок ФС55А15 и ФС55А20.

Использование углистого сырья зольностью 52-55 % позволило выплавлять сплав ФСА с гарантированным содержанием алюминия в составе сплава более 15 % и кремния не менее 50 %, что относится к марке ФС55А15. Результаты химического анализа ФСА марки ФС55А15 приведены в таблице 2.

Также сплав содержал до 1,2 % титана, до 0,4 % кальция, а также не более 0,05 % марганца и хрома, переходящих в состав металла из стальной стружки.

Далее при использовании углистого сырья, содержащего 55,6-56,3 % золы, летучих компонентов 20-21 %, появилась возможность выплавки ФСА марки ФС55А20, показатели выплавки которого приведены в таблице 3.

Результаты выплавки ФСА марки ФС55А20 показывают, что средний расход электроэнергии составляет 12 МВт · ч на 1 тонну сплава. Процесс выплавки характеризуется горячим ходом печи и активным выпуском сплава при выпусках. Наблюдаемое в таблице 3 повышение удельного расхода электроэнергии с 9,1 до 12 МВт · ч/т объясняется изменением состава шихтовых материалов и переходом на выплавку сплава с более высоким содержанием алюминия.

Таким образом, за период проведения опытно-промышленных испытаний в печи РКО-9МВ · А был выплавлен сплав ФСА марок ФС65А10, ФС55А15 и ФС55А20 в зависимости от технических характеристик углистого сырья. С повышением зольности углистого сырья появляется возможность увеличения содержания алюминия в составе сплава. За весь период проведения испытаний электропечь работала в штатном режиме, за исключением одного случая остановки печи из-за течи воды в системе охлаждения и двух случаев перегрева гибкой контактной сети из-за перекосов по силе тока на фазах (до 50 кА).

Литература

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. Толымбеков М. Ж., Ахметов А. Б. Применение комплексных ферросплавов в металлургии // Сталь. – 2007. № 8. – С. 51-52

3. Патент 19649 РК (19) KZ (13) B (11) Сплав «Казахстанский» для раскисления и легирования стали / Назарбаев Н. А., Школьник В. С., Жарменов А. А., Толымбеков М. Ж., Байсанов С. О., опубл. 16.06.2008, Бюл. № 6. – 5 с.

4. Довлядов И. В., Федина Л. В., Кологриев К. А. Комплексная переработка техногенных отходов металлургического производства // Металлург – 2010. – № 1. – С. 72-75

5. Байсанов С. О. Производство ферросиликоалюминия / В кн.: Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения. В 10 томах, 2-е издание, дополненное. Том 10: Инновация: идея, технология, производство. – Алматы, 2008. – С. 65-101

6. Жарменов А. А., Байсанов С. О., Толымбеков М. Ж., Чекимбаев А. Ф., Амургалинов Б. А. Особенности выплавки ФСА в печах средней мощности // Международная конференция НЦ КПМС. – Алматы, 2003. – С. 12-14

7. Байсанов С. О., Толымбеков М. Ж., Жарменов А. А., Чекимбаев А. Ф., Терликбаева А. Ж. Изыскание новых видов углистых пород для выплавки ферросиликоалюминия // Сталь. – 2008. – № 8

УДК 669.21/.23

С. Шалгымбаев
Л. Болотова

ПРОМЫШЛЕННАЯ РЕАЛИЗАЦИЯ НАУЧНЫХ РАЗРАБОТОК КАЗМЕХАНОБРА В ОБЛАСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Филиал РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр» продолжает промышленную реализацию золотых научных разработок в Республике Казахстан. В предыдущие годы Казмеханобром был разработан целый ряд инновационных технологий, которые были успешно внедрены в промышленное производство [1-4].

За последние 3 года по инновационной технологии кучного выщелачивания золота с использованием ионообменных смол, разработанной Казмеханобром, были построены и запущены в эксплуатацию 3 новые промышленные предприятия.

В октябре 2016 года произведен запуск и введен в промышленную эксплуатацию участок кучного выщелачивания (УКВ) для переработки бедных золотосодержащих руд месторождения Жалтырбулак в Карагандинской области, АО «Жалтырбулак» (Акт внедрения от 14.01.2017). Месторождение Жалтырбулак имеет 3 рудных залежей - Актау, Северо-Восточный и Жильный. Казмеханобром были проведены научно-исследовательские работы, определены оптимальные режимы процесса, разработан технологический регламент. АО «Жалтырбулак» было построено промышленное предприятие производительностью 500 тысяч тонн руды в год *(фото 1)*.

При содержании золота в руде 1 г/т насыщенная смола содержит золота 2-2,5 кг/т.

Разработанная технология позволила вовлечь в переработку бедные золотосодержащие руды месторождения «Жалтырбулак» и дополнительно производить золото, повысив ежегодный выпуск золота в Республике Казахстан и, благодаря которому были созданы новые рабочие места. В результате на предприятии получили работу 150 специалистов.

Во второй половине 2017 года построен участок кучного выщелачивания производительностью 500 тысяч тонн руды в год на руднике «Васильевский» ТОО «ГМК Васильевский» в Восточно-Казахстанской области *(фото 2)* (Акт внедрения от 22.12.2017).

При содержании золота в перерабатываемой руде 1,3 г/т, насыщение смолы золотом достигает 3-4 кг/т.

Созданы новые рабочие места, в результате чего работу на предприятии получили 113 специалистов, в том числе 24 ИТР. Предприятие полностью освоило технологию и достигло проектных показателей. Фактическое извлечение золота на текущий момент составило 73 % (проектное извлечение – 63,3 %).

Насыщенная золотом ионообменная смола с участков кучного выщелачивания рудников «Жалтырбулак» и «Васильевский» направлялась на переработку на стороннее предприятие в ТОО «Данк» на завод сплава Доре, который был построен в 2000 году по инновационной технологии и проекту Казмеханобра [5-7]. На данном заводе производили десорбцию золота с насыщенной смолы и электролитическое извлечение золота с получением товарной продукции «Золото катодное».

В октябре 2018 года на руднике «Жалтырбулак» был запущен в эксплуатацию новый цех по переработке насыщенной смолы для обеспечения потребностей участков кучного выщелачивания рудников «Жалтырбулак» и «Васильевский» (Акт внедрения от 14.12.2018). Переработка насыщенной смолы осуществляется по эффективной ресурсосберегающей технологии Казмеханобра и наиболее современной в мировой практике [8, 9]. Запуск цеха в промышленную эксплуатацию позволил АО «Жалтырбулак» получать высококачественную товарную продукцию, соответствующую Национальному стандарту Республики Казахстан СТ РК 2690-2015 «Золото катодное».

С пуском собственного цеха в АО «Жалтырбулак» были исключены расходы на транспортировку смолы, затраты на стороннем предприятии на ее переработку и обеспечены стабильные показатели.

При пуске цеха достигнуты все заложенные в технологическом регламенте показатели. Получаемая товарная продукция (золото катодное порошок) направляется на аффинажный завод «Тау-Кен Алтын». Регенерированная смола обеспечивает эффективную сорбцию золота из продуктивных растворов кучного выщелачивания. Качество получаемого слитка, отправляемого на аффинаж, по данным завода составляет 83-88 % по основному металлу.

На фото 3 показан цех переработки насыщенной смолы, производительностью 1,3 тонны насыщенной смолы в сутки с годовым выпуском золота до 2 тонн.

Другое направление научных разработок Казмеханобра, реализованное в эти годы в промышленности – это инновационная технология переработки двойных упорных руд [10-13]. Это сложный тип углисто-мышьяковистых

а) первый штабель; б) цех сорбции золота из продуктивных растворов ионообменной смолой
Фото 1 – **УКВ на руднике «Жалтырбулак»**

а) дробильный комплекс; б) цех сорбции золота из продуктивных растворов ионообменной смолой
Фото 2 – **УКВ на руднике «Васильевский»**

Фото 3 – **Цех переработки насыщенной смолы в АО «Жалтырбулак»**

Фото 4 – **Цех горячего выщелачивания HiTeCC на заводе «Суздальский»**

сульфидных руд, обладающих эффектом preg-robbing. Упорность их обусловлена не только микро- и субмикроскопической крупностью золота, его тонкой вкрапленностью и тесной ассоциацией с арсенопиритом и пиритом, но и наличием значительного количества углеродистых веществ, обладающих высокой природной сорбционной активностью к растворенному золоту.

Казмеханобром были разработаны Технологический регламент и Проект производственного цеха на участке «Суздальский» АО «ФИК Алел», в основу которых заложен новый инновационный процесс высокотемпературной щелочной обработки хвостов CIL – HiTeCC – High Temperature Caustic Conditioning. Основные критерии процесса HiTeCC разработаны компанией Biomin [14]. 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. В 2016 году цех был построен и запущен в эксплуатацию (Акт внедрения от 11.09.2017).

Процесс горячей щелочной обработки хвостов CIL был впервые использован на Фостервильском золотом руднике компании Crocodile Gold Corp. в Бендиго, Австралия. Суздальский завод компании АО «ФИК «Алел» является вторым в мире и первым в Республике Казахстан, которая использует инновационную технологию HiTeCC *(фото 4)*.

Внедрение инновационной технологии HiTeCC на заводе «Суздальский» позволило снизить содержание золота в текущих хвостах CIL, вовлечь в переработку лежалые хвосты CIL Суздальского завода и производить золото, увеличивая его ежегодный выпуск в Республике Казахстан.

Литература

1 Жарменов А. А., Шалгымбаев С. Т., Болотова Л. С., Петров А. И., Романенко А. Г. Золотые технологии и проекты Казмеханобра. Материалы научно-практической конференции Абишевские чтения-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья». – Алматы, 2016. – С. 258-263

2 Болотова Л., Романенко А. Инновационные технологии и разработки в области благородных металлов // Промышленность Казахстана. № 4(79). – С. 24-26

3 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

4 Болотова Л. С., Ахметов Н. И., Сыздыков Е. К. Патент РК № 15831. Способ кучного выщелачивания золота из поликомпонентных золотосодержащих руд

5 Болотова Л. С., Романенко А. Г. Патент РК № 19851. Способ извлечения золота из синтетических ионитов

6 Болотова Л. С., Романенко А. Г. Патент РК № 19854. Электролизер для извлечения золота и серебра из сернокислых растворов тиомочевины

7 Болотова Л. С., Романенко А. Г. Патент РК № 20127. Способ извлечения золота и серебра из растворов электролизом

8 Болотова Л. С., Романенко А. Г., Шалгымбаев С. Т. Ресурсосберегающая технология Казмеханобра для переработки насыщенной золотосодержащей смолы. Материалы Международной конференции Плаксинские чтения – 2016 «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» – Санкт-Петербург, 2016. – С. 306-308

9 Болотова Л. С., Шалгымбаев С. Т. Ионообменные смолы в гидрометаллургии золота. Материалы Международной научно-практической конференции «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование» – Санкт-Петербург, 2018. – С. 178-180

10 Шалгымбаев С. Т., Болотова Л. С., Джалолов Б. Б. Инновационная технология переработки двойной упорной руды – прорыв в развитии золоторудного потенциала Казахстана // Сборник материалов международного симпозиума «Гигантские месторождения золота Центральной Азии. Укрепление золоторудного потенциала Казахстана». – Алматы, 2014. – С. 170-173

11 Шалгымбаев С. Т., Болотова Л. С., Джалолов Б. Б. Гидрометаллургическая технология переработки углистых золотомышьяксодержащих сульфидных руд // Промышленность Казахстана. – Алматы, 2014. – № 1. – С. 50-55

12 Шалгымбаев С. Т., Болотова Л. С., Романенко А. Г., Яковенко Г. В., Крутских С. В., Бейсебаева Г. С. Инновационная технология HiTeCC для извлечения «двойного упорного» золота // Промышленность Казахстана – № 5 (92), 2015. – С. 44-47

13 Шалгымбаев С. Т., Болотова Л. С., Джалолов Б. Б., Яковенко Г. В. Перспективы переработки углисто-мышьяковых золотосодержащих сульфидных руд. Сборник докладов IX Международного конгресса «Цветные металлы и минералы» – Красноярск. – С. 1316-1321

14 Ян Альберт ван Никерк, Йохан Валдемар Оливиер, Крэйг ван Буурен, Кристоф Алан ван ден Хёвел, Джеффри Гордон Джардин. Технологии компании Biomin для оптимизации извлечения золота из упорных золотых руд

УДК 622.772

А. Мирошникова
Р. Арабаев
Г. Арабаева

ВЛИЯНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ НА ВЫБОР МЕТОДА ОБОГАЩЕНИЯ

Территория Казахстана – это уникальный геологический полигон в структуре Центрально-Азиатского подвижного пояса, в котором за длительную геологическую историю сформировались многие промышленные месторождения черных, цветных, благородных, редких металлов и других полезных ископаемых. На их базе развита мощная промышленная инфраструктура – горнодобывающие и металлургические комбинаты и заводы, работают многие частные компании и предприятия. Созданная за многие десятилетия поколениями геологов и горняков минерально-сырьевая база по-прежнему является основой экономики Казахстана. На территории страны разведаны более 2000 месторождений и проявлений различных геолого-промышленных типов. Свыше 120 объектов относятся к золотоносным корам выветривания. Причем перспективы обнаружения новых еще не исчерпаны.

История открытия месторождений золотоносных кор выветривания началась в 1983 году с обнаружения Суздальского месторождения. На данном месторождении эндогенные руды были значительно переработаны гипергенными процессами, что привело к открытию в Казахстане на тот момент первого объекта золотоносных кор выветривания, который в дальнейшем был выделен в отдельный геолого-промышленный тип месторождений. Масштабное изучение золотоносных кор выветривания привело к открытию в различных регионах республики ряда месторождений и рудопроявлений этого типа [1].

Значительный интерес к этому типу месторождений объясняется рядом факторов:

– возможность открытой разработки месторождений без применения буровзрывных работ;

– незначительные затраты либо полное отсутствие необходимости дробления руды;

– применение достаточно простой технологии извлечения золота (КВ);

– экономическая эффективность извлечения золота при его низком содержании.

Большинство из известных месторождений кор выветривания сформировались в результате гипергенного преобразования первичных сульфидных руд, что связано с изменением минерального состава как вмещающих пород, так и рудных минералов. Сульфидные минералы чаще всего подвергаются гипергенным процессам, что приводит к их разрушению и высвобождению золота в процессе окисления сульфидных минералов и выделению его в самородной форме. Соответственно мы имеем дело с месторождениями, где практически все золото находится в свободной форме [2].

Изучаемый нами объект немного отличается от классических месторождений кор выветривания своим минеральным составом. Главным отличием является наличие сульфидных минералов (порядка 3-4 %). В петрографическом плане руда представлена окварцованными туфами, трахидацитами и глинисто-обломочной породой, которая в дальнейшем в тексте условно носит название «конгломерат». Она содержит обломки туфов, а связующая масса состоит из смеси нонтронита, гидросерицита и кварца. Рудные минералы слагают вкрапленную, прожилково-вкрапленную, прожилковую и ячеистую минерализации. Главный рудный минерал – пирит, второстепенные – аргентит, халькопирит, сфалерит, мельниковит-пирит, галенит, лейкоксен и ковеллин.

Изучение вещественного состава и возможности обогатимости руды выпол-

нены в филиале РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет». Минералогический и петрографический анализы проведены на современных микроскопах Olympus BX-51 и Olympus SZX-16с применением программного обеспечения Минерал С7 и Siams-800. Глинисто-песчаная составляющая изучалась при помощи рентгеноструктурного анализа, выполненного на рентгеновском дифрактометре D8 Advance фирмы Bruker. Для обработки данных рентгеновской дифракции применялась универсальная программа Difrac.Eva.

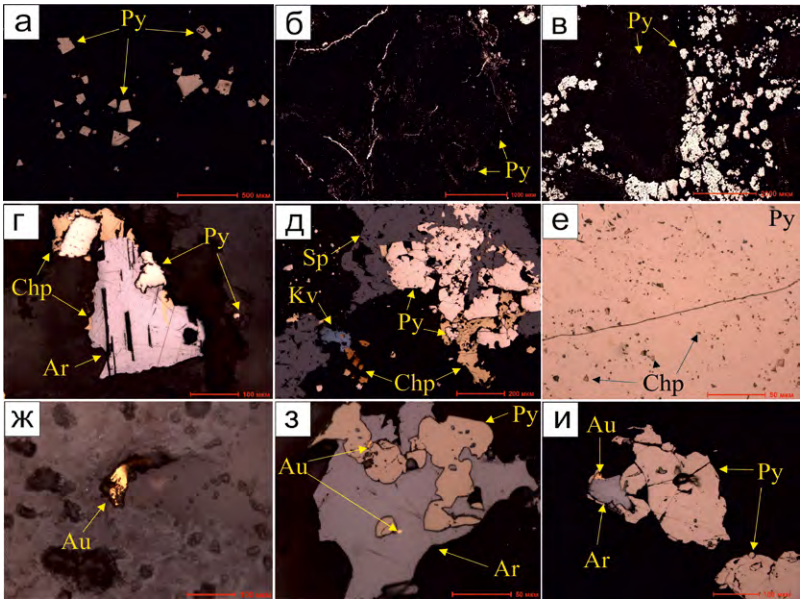
В результате исследований было установлено, что туфы несут вкрапленную пиритовую минерализацию, а трахидациты – вкрапленную, прожилковую, прожилково-вкрапленную и ячеистую минерализацию *(рис. 1 а-в)*. В конгломератах в основной массе пирит представлен в виде вкрапленности. Породообразующие минералы в породах практически одинаковы – кварц, плагиоклаз, хлорит, гидросерицит и эпидот в различных соотношениях.

Пирит является основным рудным минералом. Он слагает основу всех вышеперечисленных минерализаций. Представлен как идиоморфными, так и ксеноморфными зернами. Характерные кубические и додекаэдрические зерна развиты в глинисто-слюдистой массе конгломератов, в то время как в туфах, трахидацитах и обломках конгломератов преобладают все же ксеноморфные, реже додекаэдрические зерна. Он образует сростки с халькопиритом, сфалеритом и аргентитом *(рис. 1 г, д)*. При детальном изучении обнаружены микровключения халькопирита (от 5 до 40 мкм) и галенита (от 5 до 55 мкм) *(рис. 1 е)*. Достаточно часто пирит образует сростки с мельниковит-пиритом. Следует заметить, что значительное количество крупных зерен пирита катаклазировано.

Халькопирит встречается в виде сростков с пиритом, аргентитом и сфалеритом, а также в виде эмульсионной вкрапленности в сфалерите. Крайне редко халькопирит образует микровключения размером от 3 до 10 мкм в крупных зернах пирита. В некоторых сростках халькопирит частично, а иногда и полностью замещен ковеллином.

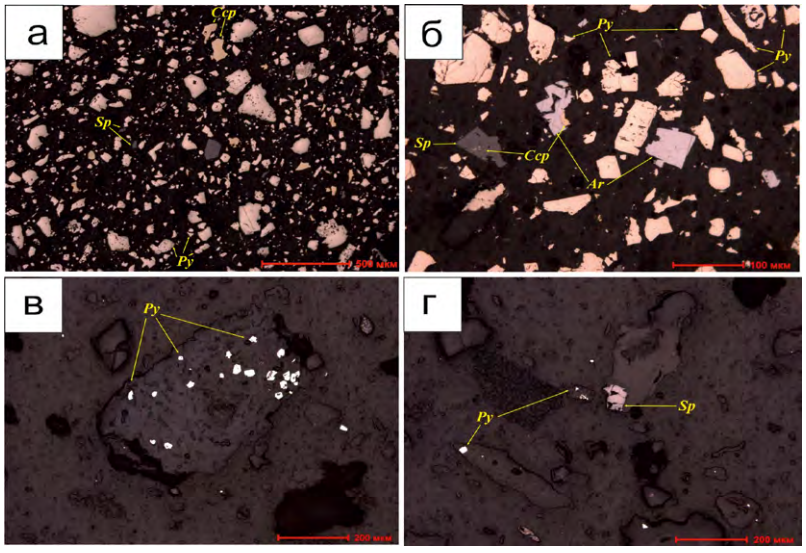
Аргентит развит преимущественно в туфах. В трахидацитах в виде единичных зерен в сростках с другими минералами в конгломератах не обнаружен. В туфах совместно с другими минералами слагает вкрапленную минерализацию. Представлен в виде самостоятельных зерен размером от 10 до 550 мкм, так и в сростках с другими минералами. Аргентит образует включения в пирите, реже наблюдается и обратная картина.

Сфалерит обнаружен во всех петрографических разностях. В большей степени развит в туфах и в обломках конгломератов. В трахидацитах отмечаются лишь единичные зерна. В пробе представлен в виде единичных самостоятельных зерен, а также в виде сростков с другими минералами. Форма зерен неправильная, размер – от 30 до 250 мкм. Большая часть сфалерита находится в сростковой форме (с пиритом, халькопиритом, реже аргентитом). В сфалерите обнаружена эмульсионная вкрапленность халькопирита.



Py – пирит; Ar – аргентит; Chp – халькопирит; Kv – ковеллин; Sp – сфалерит; Au – золото а – вкрапленная минерализация; б – прожилково-вкрапленная минерализация; в – ячеистая минерализация; г – сросток пирита с аргентитом и халькопиритом; д – сросток сфалерита с халькопиритом и пиритом, халькопирит частично замещен ковеллином; е – включения халькопирита в пирите; ж – свободное золото; з-и – сросток пирита с аргентитом и золотом.

Рис. 1 – **Взаимоотношение минералов в руде**



Py – пирит; Ar – аргентит; Chp – халькопирит; Kv – ковеллин; Sp – сфалерит; Au – золото а, б – концентрат; в, г – хвосты

Рис. 2 – **Распределение рудных минералов в продуктах гравитации**

Галенит, лейкоксен и мельниковит-пирит представлены единичными зернами.

Золото обнаружено как в виде самостоятельных зерен (от 20 до 90 мкм), так и в сростках пиритом и аргентитом (размер менее 15 мкм) *(рис. 1 ж-и)*. Среднее содержание золота в руде составляет порядка 1,1 %. По результатам рационального анализа установлено, что содержание свободного золота составляет 35 %, в сростках находится 47 % золота, с сульфидными минералами ассоциировано 18 % золота.

Зерна золота находятся в виде октаэдров и их сростков, а также дендритов. Зерна свободного золота с чистой поверхностью представлены размерами от 0,025 до 0,375 мм. Преобладают зерна свободного золота с чистой поверхностью размерами 0,05; 0,075 и 0,1 мм. Цвет золотин – золотисто-желтый, желтый, темно-желтый. Ассоциированное золото нецианируемое и неамальгамируемое, входящее в кристаллическую решетку минералов или эмульсионно-вкрапленное в минералах.

В руде содержится большое количество глинистого минерала (до 50 %). Следует отметить, что главным глинистым минералом является нонтронит, входящий в группу минералов монтмориллонитового ряда. Эта группа характеризуется способностью к сильному набуханию (увеличивается в объеме до 10 раз) и имеет ярко выраженные сорбционные свойства. Поскольку нонтронит обладает свойством быстрого разбухания, в рудных пульпах это обычно приводит к образованию весьма вязких пульп, а при кучном выщелачивании разбухающий нонтронит может прекратить перколяцию [3].

На данном типе руды были проведены исследования на обогатимость гравитационным, флотационным методами, а так же методом прямого цианирования и кучного выщелачивания.

Исследования возможности гравитационного извлечения золота на отсадочной машине, концентрационном столе с перечисткой концентрата показали, что в черновой гравитационный концентрат содержит порядка 85-90 г/т золота, извлечение золота – 22-24 %, выход концентрата – 0,3-0,4 %. То есть товарный гравитационный концентрат (по ТУ содержание золота – не менее 50 г/т) из руды выделяется только при весьма низком выходе концентрата. По результатам минералогического анализа продуктов обогащения установлено, что золото связано с основным минералом-носителем золота пиритом. В гравитационном концентрате пирит в процентном отношении (от всех рудных минералов) составляет 92-93 %. Кроме пирита в концентрате отмечаются зерна аргентита, халькопирита и сфалерита *(рис. 2 а, б)*. Основная часть рудных минералов представлена в свободной форме, но обнаружены и сростки этих минералов. При исследовании хвостов гравитации установлено, что основные потери связаны с пиритом, образующим сростки / вростки в нерудном материале *(рис. 2 в, г)*. Содержание золота в хвостах гравитации не является отвальным – 0,52-0,68 г/т. Соответственно необходима дальнейшая операция доизвлечения золота – флотация, цианирование или сорбционное выщелачивание.

Экспериментами по флотации руды в замкнутом цикле установлено, что при одностадиальном измельчении и одностадиальной флотации с одной контрольной и одной перечистной операциями получен флотационный концентрат с содержанием в нем 20-22 г/т, золота, при извлечение золота во флотационный концентрат – 78-81 %, содержание золота в отвальных хвостах – 0,24-0,26 г/т. Флотационные пульпы весьма вязкие, длительность отстаивания промпродуктов и хвостовых пульп от 40 минут до 24 часов. То есть в промышленных условиях при обороте промпродуктов в тоннажном измерении будет увеличиваться вязкость пульпы, образование «мертвых» зон во флотомашинах, возникнет необходимость в установке промежуточных емкостей для снижения вязкости пульп.

Был проверен вариант отмывки рудных шламов от руды. В иловой фракции достаточно высокое содержание золота – 25 % (относительные %), то есть возникает необходимость в дополнительных операциях извлечения золота из этого продукта. Поскольку плотность пульпы низкая, необходимы будут операции обезвоживания. Щебенистая фракция должна будет измельчаться; при ее измельчении неизбежно образование вновь вязких пульп, так как в щебенистой фракции содержится нонтронит. Кроме того, для отмывки расходуется большое количество воды – 20-21 м^3/т. В промышленных условиях расход воды составляет от 1-4 до 10-13 м^3/т. Таким образом, операция отмывки малосульфидной руды исследованного состава не целесообразна. В целом флотационное извлечение золота из руды не выгодно экономически ввиду значительных капитальных и эксплуатационных затрат.

Результаты по прямому цианированию показали, что с увеличением содержания в рудном материале более тонких классов извлечение золота в продуктивный раствор снижается из-за присутствия в руде глинистой компоненты, в основном, нонтронита. Так, время фильтрации пульп после цианирования составляло 1-2 суток. Кеки после сушки представляли собой монолитную, плохо разрушающуюся массу. Результаты прямого цианирования измельченной руды показали, что переработка этой руды методами сорбционного выщелачивания извлечение золота в продуктивные растворы составляет порядка 80-82 %. По данным минералогического исследования, а также результатам рационального анализа определено, что золото находится в виде эмульсионной вкрапленности в пирите. В настоящее время установлено, что кроме пирита носителями дисперсного (эмульсионно-вкрапленного) золота являются также такие минералы как халькопирит, галенит, сфалерит, тетрадимит и некоторые разновидности антимонита. Минерал-носитель тонковкрапленного золота обладает плотной механической структурой, абсолютно непроницаемой для цианистых растворов [4].

Исследованиями по кучному выщелачиванию установлено, что руда может обогащаться данным методом при ее агломерации [5]. При данном методе извлечение золота в конечный продукт составляет порядка 80 %.

В результате проведенных исследований установлено, что гравитационное извлечение золота является неэффективным из-за малого выхода концентрата и высокого содержания золота в отвальных хвостах. Флотационное извлечение золота также неэффективно вследствие сложности переработки в промышленных условиях вязких глинистых пульп, требующей значительных капитальных затрат, дополнительных операций и оборудования.

Наиболее оптимальным является метод кучного выщелачивания с применением агломерации. Несмотря на более высокие показатели извлечения золота в конечный продукт при прямом цианировании, был рекомендован метод кучного выщелачивания, так как данный метод не требует больших капитальных вложений и эксплуатационных затрат.

Литература

1 Киселев А. Л. Золотоносные коры выветривания Казахстана. Справочник – Алматы, 2000. – С. 113

2 Абишев В. А., Глоба В. А., Ефимов А. И. Актуальная задача укрепления минерально-сырьевой базы золота Казахстана // Геология Казахстана. – Алматы, 1994. – № 2. – С. 8-15

3 Игнаткина В. А. Технологические особенности флотации минеральных форм золота, ассоциированных с сульфидными минералами // Обогащение руд.– 2007. – № 4. – С. 8-11

4 Лодейщиков В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Том. 1. – Иркутск: Иргиредмет, 1999. – 400 с.

5 Караганов В. В., Ужкенов Б. С. Кучное выщелачивание золота. Справочник – Издательство ВИЭМС РФ, Геоинцентр РК, Алматы, 2002. – 260 с.

УДК 622.012:658.5:622.68

А. Бояндинова
Ж. Адилханова

МЕТОДИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО МЕНЕДЖМЕНТА ГОРНО-ТРАНСПОРТНЫХ РАБОТ С УЧЕТОМ ГИБКОГО НОРМИРОВАНИЯ

Одним из наиболее важных в процессе добычи твердых полезных ископаемых открытым способом был и остается вопрос эффективности планирования производства. Основной проблемой традиционных методов планирования всегда являлась и остается таковой по настоящее время взаимоувязка горно-геометрических и горно-геологических параметров с производственной мощностью используемого горно-транспортного оборудования. При планировании должны быть учтены неравномерности и необходимость корректировки протекания технологических процессов в карьере из-за неплановых простоев горного и транспортного оборудования, неподтверждения горно-геологической ситуации и т. д.

Анализ возможности горно-транспортного комплекса должен осуществляться на базе методов, позволяющих объективно, с высокой степенью достоверности учитывать влияние таких факторов, как структура и содержание основного технологического комплекса, организация взаимодействия горного и транспортного оборудования, их расстановки по горизонтам карьера и на отвалах и т. д. Кроме того, непосредственно в процессе горно-геометрического анализа должна иметь место экономическая оценка рассматриваемых вариантов, и именно она должна определять заключительный вывод при выборе вариантов на этом этапе исследований и проектирования карьеров.

Предлагаемая система технологического менеджмента горно-транспортных работ на карьерах основывается на применении метода календарного планирования технологических процессов с учетом гибкого регламентированного нормирования технологических показателей. Он включает такие виды планирования, как перспективное, текущее и оперативное. Наиболее трудно реализуемым и требующим наивысшей степени точности, а также в наибольшей степени ответственным является сменное оперативное планирование. Этот этап характерен и тем, что требует максимальной взаимоувязки и взаимосогласованности систем планирования и управления горными работами. В рамках оперативного планирования необходимо учитывать количество, типы и расположение основного технологического оборудования в карьере, график проведения ремонтных работ, а также нормативные параметры исходя из соблюдения безопасности добычных работ. В целом, подход к оперативному календарному планированию горно-транспортных работ, учитывающий существующие горно-геологические и горнотехнические условия эксплуатации карьера был разработан в работе [1]. В основе планирования с учетом гибкого регламентированного нормирования технологических показателей лежит методика динамического нормирования показателей эксплуатации основного технологического оборудования, ранее разработанная одним из авторов [2]. Гибкость в данном случае заключается в индивидуальном подходе к нормированию работы каждой единицы оборудования с учетом его технических, технологических и экономических показателей, а также горно-геологических условий эксплуатации. Планирование технологических процессов осуществляется с учетом не только обоснованных норм времени, но и корпоративных интересов структурных подразделений, обеспечивающих реализацию основных технологических процессов в рамках единой системы геотехнологического комплекса. Данный метод планирования основывается на использовании методов имитационного моделирования.

Важным отличительным моментом предлагаемой системы технологического менеджмента является качественная взаимоувязка устанавливаемых норм с планированием и экономической оценкой оптимальной производственной мощности горнодобывающего предприятия, исходя из цели уменьшения количества непредвиденных поломок горного и транспортного оборудования, сокращения непредвиденных простоев, более полного использования резервов производственных мощностей технологических комплексов, обеспечения эффективной работы горно-транспортного комплекса карьера в целом. Вышеназванные цели достигаются благодаря более точному, детальному учету показателей нежели в традиционных методах планирования и управления. В предлагаемом подходе весь планируемый период разбивается на технологически стабильные периоды, в течение которого горно-транспортный комплекс функционирует с относительно постоянной производительностью и неизменной структурой, количеством и организацией взаимодействия основных его элементов [3], и планирование осуществляется в рамках каждого технологически стабильного периода.

Одним из основных принципов календарного планирования технологических процессов на карьерах с учетом гибкого нормирования является то, что нормы выработки должны быть гибкими, способствовать выявлению и более полному использованию резервов роста производительности труда, повышению эффективности производства; адекватно учитывать горно-геологическую ситуацию в карьере, организацию взаимодействия и техническое состояние горного и транспортного оборудования; основываться на действующих нормативах, а также

обеспечивать минимальные затраты времени на разработку научно и технически обоснованных норм. Нормы устанавливаются в рамках технологически стабильных периодов, причем для каждого состояния технологического комплекса нормы производительности будут соответственно разными. Такой подход к определению норм производительности оборудования позволяет более адекватно, по шагам, учитывать каждую горно-геологическую и горно-техническую ситуацию в карьере, что позволяет на порядок повысить уровень качества оперативного планирования и управления производственными процессами.

Следующим принципом является нацеленность на рациональное соотношение горного и транспортного оборудования и равномерность загрузки входящих в нее отдельных единиц оборудования в единицу времени работы. Рабочий парк погрузочного и транспортного оборудования должен быть соотносим по таким показателям, как количество экскаваторов и автосамосвалов, емкости ковша экскаватора и кузова машины.

Еще одним из наиболее существенных принципов при календарном планировании является то, что нормы производительности оборудования устанавливаются для каждой конкретно взятой единицы оборудования с учетом ее технических возможностей, степени использования во времени, по режиму эксплуатации, по качеству формируемого рудопотока и т. д. Особенностью является то, что определение норм производится при оптимальных параметрах работы горно-транспортной системы в целом, так как продолжительность рейса локомотивосостава и автосамосвала, расстояния транспортирования и скорости передвижения транспортных средств определяются по фактическим результатам моделирования. Расстояние откатки локомотивосоставов принимается средневзвешенным в рамках технологически стабильного периода. Для каждого технологически стабильного периода устанавливается количество и месторасположение работающего основного технологического оборудования. Благодаря адекватному учету в процессе моделирования тяговых характеристик и технического состояния передвижных средств, а также качественных характеристик дорожного покрытия, становится возможным устанавливать и достоверные, в зависимости от объёмов выполненных работ, нормы расхода энергоносителей и шин. Исходя из действующих нормативов, рассчитываются и нормы расхода дополнительных материалов (запасных частей, масел и т. д.).

Другим важным принципом является постоянное совершенствование организации работы горного и транспортного оборудования. Перерывы в работе экскаваторов из-за несвоевременного подхода автосамосвалов составляют значительное время, в то же время автосамосвалы простаивают в ожидании погрузки. Перерывы в работе экскаваторов могут быть вызваны дефицитом транспортных средств или фиксированной плановой производительностью, но наличие простоев автосамосвалов у экскаваторов свидетельствует о неудовлетворительной организации работ.

Также должны быть обеспечены условия для сокращения необоснованных перерывов в работе горно-транспортного оборудования по организационно-техническим причинам [4]:

– сокращены либо исключены срывы сроков ремонтов, которые происходят из-за дефицита запасных частей, высокой трудоемкости и низкого качества деталей. Значительная часть перерывов в работе оборудования связана с проведением технического обслуживания и планово-предупредительных ремонтов, которые должны выполняться согласно графику. Зачастую эти графики не выдерживаются, что приводит к преждевременному износу отдельных частей и аварийным простоям оборудования, что, в свою очередь, снижает эффективность работы оборудования;

– повышена техническая оснащенность ремонтных служб. От длительности и качества ремонтов зависит степень надежности и готовности оборудования на карьерах, а, следовательно, производительность и эффективность его работы;

– сокращено количество и продолжительность случаев отключения электроэнергии;

– увеличена эффективность работы вспомогательных бригад по переукладке железнодорожных тупиков и контактных сетей и т. д.

Интеграция усилий на согласованную работу отдельных цехов и участков карьера является еще одним принципом календарного планирования технологических процессов на карьерах с учетом гибкого нормирования. Уровень согласованности в действиях отдельных цехов напрямую влияет на количество и продолжительность простоев оборудования, а, следовательно, на эффективность функционирования геотехнологического комплекса и предприятия в целом.

Одним из важных принципов календарного планирования технологических процессов на карьерах с учетом гибкого нормирования является базирование на объективной и оперативно получаемой информации о работе всех контролируемых элементов, подсистем и системы в целом. Точность и эффективность плана зависит от достоверности, полноты и оперативности получаемой разработчиком информации.

Следующим важным принципом предлагаемого метода является постоянное выявление резервов повышения эффективности производства за счет улучшения использования основного технологического оборудования.

Немаловажным при предлагаемом методе планирования является экономическое обоснование каждого полученного плана горно-транспортных работ, позволяющее уже на этапе календарного планирования выбрать наиболее эффективный план развития работ [5-6].

В рамках каждого технологически стабильного периода для каждой единицы оборудования определяются его норма производительности, оптимальная производительность и основные показатели его функционирования. Путем суммирования данных показателей в течение смены, суток, недели, месяца и т. д. определяются показатели за требуемый планируемый период. На основе полученных данных формируется календарный план горно-транспортных работ. Заключительным этапом планирования является экономическая оценка полученного плана.

Основными критериями оценки эффективности технологического менеджмента горно-транспортных работ на карьерах являются доходы предприятия от реализации планов горно-транспортных работ и технологический коэффициент эффективности планирования [1]. Расчет доходов производится посредством расчета трех экономических эффектов: условного, относительного и объемно-ориентированного условного экономического эффекта [5]. Под условным экономическим эффектом принимается разница суммарного дохода предприятия и текущих эксплуатационных затрат по горно-транспортному комплексу за рассматриваемый период. Относительный экономический эффект представляет собой разницу условных экономических эффектов каждого из вариантов относительно базового. Выбор наиболее экономически выгодного варианта осуществляется методом вариантов. Третьим основным показателем оценки экономической эффективности является плановый показатель, демонстрирующий необходимый объем извлекаемой горной массы, который выполняется с наименьшими затратами. Он рассчитывается по аналогичной схеме, однако между собой сравниваются варианты с затратами и объемами относительно плановых показателей за период.

Технологический коэффициент эффективности планирования – отношение разности продолжительности планируемого периода и

кумулятивной продолжительности технологически стабильных периодов согласно оптимальному календарному плану к продолжительности планируемого периода и характеризующий нереализованные потенциальные возможности горно-транспортного комплекса по оптимальной производительности. Под оптимальным календарным планом горно-транспортных работ понимается технически целесообразная и экономически эффективная последовательность работ по подготовке к выемке, выемке, погрузке и транспортированию горной массы, обеспечивающая выполнение горным предприятием плана по количеству и качеству добываемого полезного ископаемого при определенной технологии и возможных ограничениях на потребляемые ресурсы [7]. Значения коэффициента могут быть отрицательным, нулевым и положительным.

Отрицательный технологический коэффициент эффективности планирования говорит о завышенной производительности горно-транспортного комплекса в планируемый период при существующих горно-геологических и горнотехнических условиях либо о затратном механизме функционирования горно-транспортного комплекса. Нулевой коэффициент говорит об оптимальном режиме функционирования горно-транспортного комплекса. Положительное значение коэффициента свидетельствует о выполнении работ раньше срока и запасе производительности горно-транспортного комплекса в данных условиях, то есть существует нереализованный потенциал по оптимальной производительности. При этом нереализованный потенциал по оптимальной производительности горно-транспортного комплекса прямо пропорционален технологическому коэффициенту эффективности планирования. Опираясь на нереализованный потенциал по оптимальной производительности горно-транспортного комплекса можно рассчитать прибыль предприятия, получаемую за счет перевыполнения плановой производительности.

Разные условия эксплуатации оборудования на карьерах исключают возможность применения на них среднеотраслевых нормативов использования горно-транспортного оборудования по времени. По этим же соображениям не может применяться без изменения и методика расчета среднеотраслевых нормативов использования горно-транспортного оборудования для определения аналогичных нормативов для отдельных предприятий. Вследствие этого, для того чтобы учесть различные горно-геологические, горнотехнические и другие условия эксплуатации оборудования на карьерах, необходимо иметь набор отдельных нормативных показателей, соответствующих этим условиям, из которых мог бы формироваться общий норматив использования оборудования по времени для каждого предприятия. Для обеспечения выполнения данных условий дополнительно вводится показатель срока рациональной эксплуатации оборудования, под которым понимается не традиционная продолжительность списания капитальных вложений до размера ликвидационной стоимости, а время его эффективного физического функционирования [2]. Срок рациональной эксплуатации устанавливается по каждой единице технологического оборудования, исходя из которого формируется план ремонтов.

Сроки рациональной эксплуатации оборудования определяются исходя из рентабельности функционирования горно-транспортной системы карьера – важнейшего показателя, оценивающего уровень эффективности ее работы. Это обеспечивает наиболее эффективное использование имеющихся производственных мощностей. Предельный срок рациональной эксплуатации оборудования устанавливается исходя из условия, что рентабельность продукции горно-транспортного комплекса не меньше рентабельности, принятой на данном предприятии.

Таким образом, разработано методическое обеспечение системы технологического менеджмента горно-транспортных работ на карьерах на основе применения метода календарного планирования технологических процессов с учетом гибкого регламентированного нормирования технологических показателей. Новизна предлагаемой системы технологического менеджмента состоит в том, что нормы устанавливаются в рамках технологически стабильных периодов и для каждой единицы конкретно взятого оборудования с учетом его типа, технических возможностей, степени использования во времени, по режиму эксплуатации, по качеству формируемого рудопотока и пр. Такой подход к определению норм производительности оборудования позволяет более адекватно по шагам учитывать каждую горно-геологическую и горнотехническую ситуацию в карьере, что обеспечивает возможность оперативного планирования процесса ведения горных работ на карьере в рамках технологически стабильных периодов и тем самым позволяет на порядок повысить уровень качества управления производственными процессами. Нормирование осуществляется на основе системного подхода с использованием метода имитационного моделирования работы горно-транспортной системы карьера, который позволяет учитывать горнотехнические, технологические, технические факторы, а также стоимостные параметры, участвующие в формировании экономических показателей работы горно-транспортного комплекса карьера.

Система технологического менеджмента горно-транспортных работ на карьерах позволит оперативно устанавливать достоверные нормы выработки оборудования, получать качественные и достоверные планы горно-транспортных работ с учетом наличия и характера проявления индивидуальных горно-геологических и горнотехнических условий, оперативно и экономически эффективно реагировать на их изменения, осуществлять оптимизацию работы горно-транспортного комплекса на основе результатов имитационного моделирования, а также производить экономическое обоснование эффективности уже на этапе планирования горно-транспортных работ и на его основе выбирать оптимальный план из большого числа вариантов функционирования комплекса.

Работа выполнена в рамках темы «Разработка научно-методического обеспечения системы менеджмента технологических процессов на карьерах» Программно-целевого финансирования по договору № 279 от 29.03.2018.

Литература

1 Адилханова Ж. А. Разработка методического обеспечения корпоративного оперативного планирования горно-транспортных работ при управлении геотехнологическими комплексами. Диссертация кандидата технических наук – Алматы, 2009. – 118 с.

2 Бояндинова А. А. Разработка метода оперативного планирования и управления процессом воспроизводства мощностей горно-транспортных систем карьеров. Диссертация кандидата технических наук. – Алматы, 2002. – 165 с.

3 Джаксыбаев А. Х. Разработка метода планирования горно-транспортных работ в карьерах на основе выделения технологически стабильных периодов. Диссертация кандидата технических наук. – Алматы, 1999. – 158 с.

4 Протасов В. Ф., Кравчино О. П., Мазуров А. А., Шелоков А. И. Повышение эффективности работы карьерного оборудования.. – М.: Недра, 1981. – 200 с.

5 Бояндинова А. А. Научно-методическое обеспечение устойчивого функционирования геотехнологических систем на открытых разработках. Диссертация доктора технических наук. – Алматы, 2010. – 269 с.

6 Boyandinova A. A. Economic-mathematical model of cost price formation of open-pit's mining and transport complex work //Proceedings of the 18th International Symposium MPES-2009 / Banff, Alberta, Canada, November 16-19, 2009. – ISBN 1913-6528. – P. 180-188

7 Горное дело: Терминологический словарь / Г. Д. Лидин, Л. Д. Воронина, Д. Р. Каплунов и др. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1990. – 694 с.: ил.

УДК 669.168

С. Байсанов
А. Жарменов
А. Байсанов
Е. Шабанов
А. Амирбек

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ КОМПЛЕКСНЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ВЫСОКОЗОЛЬНЫХ УГЛЕЙ

Высокозольные угли малоприменимы в топливно-энергетическом комплексе, народном хозяйстве и относятся к техногенным отходам. Тысячи тонн высокозольных углей могут служить дешевым сырьем для выплавки комплексных сплавов на основе Si, Al, Fe, Cr, Mn, Ca, Ba, имея в своем составе ряд полезных компонентов.

Для черной металлургии, крупного потребителя первичного алюминия, появляется возможность существенного расширения сырьевой базы по алюминию, так как более половины мировых имеющих запасов угля являются высокозольными. В одной тонне высокозольного угля содержится более 140 килограммов глинозема (Al_2O_3). Благодаря разрабатываемым технологиям из зольной части углей можно извлечь глинозем в состав комплексных сплавов, которые в дальнейшем используются в производстве стали и металлотермическом производстве различных ферросплавов.

Перспективной и достаточно глубоко изученной среди всех способов получения комплексных сплавов из отходов угольной промышленности является технология выплавки ферросиликоалюминия (ФСА), содержащий Si, Al и Fe. Производство ФСА основано на карботермическом восстановлении минеральной части высокозольных (48-65 %) углистых пород и кварцита без использования кокса в открытых печах рудотермического типа. Выплавка ферросиликоалюминия характеризуется бесшлаковым, непрерывным процессом с периодическим выпуском сплава за каждые 2-2,5 часа. Количество оксикарбидного с включениями металлических корольков шлака не превышает 3-5 % от массы восстановленного металла.

В зависимости от требований потребителя состав ферросиликоалюминия варьируется в пределах: 45-60 % Si; 8-25 % Al; остальное – железо.

Его марочный и химический состав регламентирован ТУ 14-5-233-99. Применяется как раскислитель при производстве спокойных и низколегированных марок стали в конвертерах и электропечах, а также металлический восстановитель в металлотермии.

В черной металлургии сталеплавильное производство является основным потребителем кремния и алюминия. При годовом объеме по выплавке стали в мире около 1,6 миллиарда тонн использование кремния и алюминия в мировой металлургической промышленности можно оценить в пределах более 5 и 1,5 миллионов тонн, соответственно, в пересчете на чистый металл. Для получения указанного количества кремния и алюминия затрачивается значительный объем чистых видов природного сырья: каолинита, кварца, боксита и кокса, а также свыше 110 миллиардов кВт · ч электроэнергии.

Традиционно при получении спокойных и легированных марок сталей в сталеплавильном переделе для обработки используются ферросилиций марок ФС65, ФС 75 и первичный алюминий или же вторичный алюминий с содержанием 80-85 % алюминия.

При этом технологии получения их являются энергоемкими, требующими больших затрат при подготовке сырья к плавке. Например, только затраты электроэнергии для выплавки ферросилиция ФС75 и алюминия составляют 8-10 тысяч и 15-20 тысяч кВт · ч на 1 тонну продукции, соответственно. Поскольку раскисление значительной части стали осуществляется механической смесью ферросилиция и алюминия можно наблюдать окисление части кремния и алюминия на поверхности жидкой стали кислородом воздуха, тогда как использование их в виде сплава позволило бы снизить их потери. Переход на раскисление части стали ферросиликоалюминием предполагает существенное расширение сырьевой базы производства кремния и алюминия, так как их источником в этом случае является неограниченные запасы угля в мире.

Именно эта проблема обусловила поиск эффективных и дешевых способов получения из техногенных отходов (золы угля, 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, так как при взаимодействии сплавленного ферросилиция и алюминия с кислородом в объеме стали рождаются легковсплывающие жидкие алюмосиликаты. Тогда как при использовании чистого ферросилиция и алюминия, в объеме жидкой стали образуются тугоплавкие и трудноудаляемые из стали оксидные включения (кремнезем и корунд).

Благодаря полному термодинамическому анализу процессов при высокотемпературной плавке угля с помощью специальных программных комплексов были получены данные, позволившие в корне пересмотреть все технологические подходы и разработать способы для процесса получения ферросиликоалюминия 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, а также на печах 9 и 23 МВА ТОО «KSP Steel» (г. Павлодар) проводились с учетом этих данных и были направлены на поиск способов управления вышеуказанными явлениями. В результате установлены основные технологические параметры и приемы осуществления процесса, получения практически всего сортамента ферросиликоалюминия от марок ФС45А10 до ФС65А20 из углистых пород казахстанских угольных бассейнов, обеспечивающих легкоуправляемый ровный ход печных агрегатов с высокими технико-экономическими показателями. Извлечение кремния и алюминия составило до 93,8 и 82,8 % соответственно, а расход электроэнергии отмечался в пределах 11,2-11,4 МВ на тонну металла. В таблице 1 представлены технологические показатели выплавки ФСА из различных высокозольных углей в электропечах с мощностью трансформаторов 1,2-5 МВА.

Таблица 1

Технологические показатели выплавки ФСА

№	Показатели	Печи			
		1,2 МВА		5 МВА	
		УП Борлы	УП Экибастуз	УП Борлы	УП Экибстуз
1.	Полезная мощность, кВт	592	542	1590-1815	1370
2.	Вторичное напряжение, В	74,5	68,2	110-137	110
3.	Производительность, т/сут	1,26	1	3,37	2,7
4.	Удельный расход материалов:				
	углистая порода, т	2,86	2,3	2,9	2,54
	кварцит, т	0,61	0,66	0,63	0,78
	железная стружка, т	0,115	0,23	0,12	0,153
5.	Получено сплава, т	3,77	3	10,1	8,1
6.	Химический состав сплава, %				
	Si	58-60	49-52	57-58	54-56
	Al	20-22	15-16	18-20	17-19
	Fe	14-16	31-33	18-20	25-28
7.	Удельный расход электроэнергии, МВт·ч/т	10,4	11,2	10,8	11,2
8.	Извлечение Si, %	81	79	80	76
9.	Извлечение Al, %	74	73	73	72

Таблица 2

Технико-экономические показатели выплавки алюмосиликомарганца и алюмосиликохрома

Показатели	Варианты плавок			
	алюмосиликомарганец		алюмосиликохром	
	ФАСМ	АМС [1]	ФАСХ	АХС [3]
Количество выпусков	7	216	12	109
Задано шихты, кг				
– уголь высокозольный (Сарыадыр / Экибастуз / Борлы)	116,5		240	25 500
– руда марганцевая	49,6		–	–
– руда хромовая	–	–	–	22 867
– отсевы высокоуглеродистого феррохрома	–	–	51,5	–
– кварцит	–	–	74	–
Получено сплава, кг	42	15 600	142,1	11 655
Средняя масса выпуска, кг	6	72,2	11,8	106,9
Средний состав сплава (масс. %)				
Si	33,8	26,9	51,8	21,4
Al	12,6	2,8	13,8	7,8
Mn	25,4	50,2	–	–
Cr	–	–	17,7	42,6
Fe	22,7	18,6	13,6	–
Mg	–	–	–	0,23
P	0,02	0,06	0,03	–
Ca	1,1		0,2	–
C	0,1		0,5	–
S	0,003		0,004	–
Расход материалов на 1 т сплава, т:				
– уголь высокозольный	2,8		1,69	1,7
– руда марганцевая	1,2		–	–
– руда хромовая	–	–	–	2
– отсевы высокоуглеродистого феррохрома	–	–	0,37	–
– кварцит	–	–	0,52	–
Электроэнергии, МВт·ч/т	7,81	10,5	5,52	9,9
Извлечение в сплав, %:				
Si	80,2	77,8	82,7	66,7
Al	76	14,6	72,2	45,6
Mn	85	75	–	–
Cr	–	–	81,8	88,4
Fe	97,5		97,7	–
P	48,7		43,2	–
Ca	13		5,4	–

Одновременно для определения рынка сбыта, а также облегчения внедрения сплава в сталеплавильных производствах, практически весь объем полученных сплавов был испытан на различных металлургических и литейных производствах, при раскислении сталей марок 10СП, 3СП и литейных марок с полной заменой ферросилиция, и со снижением (в некоторых случаях исключением) расхода вторичного алюминия с улучшением качества стали по содержанию вредных примесей, распределению неметаллических включений и снижению их размеров.

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 МВА (2 печи). Продукция мини-завода поставлялась казахстанским и российским металлургическим заводам для обработки спокойных и низколегированных марок стали.

Для подтверждения ранее полученных результатов в 2010 году были

проведены дополнительные испытания ФСА марок ФС45А15 и ФС65А20 на различных сталеплавильных заводах Казахстана, России, Турции и Китая.

На основе технологии получения ФСА в институте была разработана технология получения алюмосиликомарганца с использованием высокозольных углей и некондиционных по содержанию марганца высококремнистых марганцевых руд Центрального Казахстана. Данные марганцевые руды содержат до 45 % кремнезема, даже при плавке на силикомарганец процесс характеризуется повышенной кратностью шлака, что резко снижает технико-экономические показатели. Многократные испытания, проведенные в крупнолабораторных условиях, позволили установить принципиальную возможность получения широкого сортамента алюмосиликомарганца, содержащего в своем составе, %: Si – 28-45; Al – 8,2-16; Mn – 28-30; Fe – 10-25; P – 0,03-0,032 в зависимости от сферы применения. Такой состав сплава удовлетворяет требованиям, предъявляемым для его дальнейшего использования в производстве стали и рафинированных марок ферромарганца.

Необходимо отметить, что работы по разработке технологии выплавки АМС с использованием различных углерод- и марганецсодержащих материалов проводились и ранее [1, 2]. Сплав АМС, выплавленный по предыдущим технологиям, после выпуска при остывании рассыпался до порошкообразного состояния вследствие малого количества алюминия и повышенного (до 1,25 %) содержания фосфора в составе сплава. Такой порошкообразный сплав необходимо было брикетировать, то есть возникала необходимость в дополнительных затратах. Дальнейшие исследование показали, что явления рассыпания выплавленного металла можно избежать при использовании низкофосфористых и высокоглиноземистых углей.

В ХМИ также разработана технология получения алюмосиликохрома (ФАСХ), которая предназначена для производства стали и среднеуглеродистых марок феррохрома. Технологическая схема получения ФАСХ очень проста и почти ничем не отличается от технологии стандартного силикохрома. По технологии силикохрома в качестве шихтовых материалов используют кокс, кварцит и отсевы в/у ФХ (или металлоконцентрат), а при плавке ФАСХ, вместо кокса – высокозольный уголь. Состав ФАСХ по кремнию и хрому такой же, как у силикохрома, но дополнительно содержит до 12-15 % аллюминия. В дальнейшем этот алюминий при использовании ФАСХ в процессе получения рафинированного феррохрома переходит в шлак и кардинально меняет его фазовый состав. В системе $CaO–MgO–Al_2O_3–SiO_2$ фазовый состав шлака перемещается из области двухкальциевого силиката в область геленита, что позволяет получить не рассыпающиеся шлаки. Вдобавок из-за высокой активности ФАСХ (где $\sum = Si + Al \geq 60$ %) основность шлака можно поддерживать на уровне $CAO / SiO_2 = 1,5\text{-}1,6$, против к 2.

Из литературных данных известен аналог алюмосиликохрома – сплав АХС [1, 2], получаемый из бедных хромовых руд одностадийным бесшлаковым и бесфлюсовым способом с использованием, в качестве восстановителя, экибастузского угля.

При выплавке алюмосиликохрома в качестве шихтовых материалов используются: высокозольные угли Карагандинского бассейна, относящиеся к техногенным отходам и малопригодные в качестве топлива в народном хозяйстве; кварцит месторождения «Тектурмас»; некондиционные отсевы от дробления высокоуглеродистого феррохрома.

В золе высокозольного угля содержится достаточное количество кремнезема и глинозема, которые являются основным источником кремния и алюминия, а содержание углерода в углях достаточно для обеспечения всех восстановительных реакций в ванне печи. Таким образом, в данной технологической цепочке исключается дорогостоящий кокс, а кварцит используется для нейтрализации избыточного углерода.

Шихта комплексного сплава АХС состояла из двух компонентов: бедные хромовые руды Донского ГОКа и экибастузский уголь. Наряду с важным значением их вовлечения в металлургический передел нужно учитывать и ряд недостатков. В казахстанской хромовой руде присутствует более 20 % MgO. Как известно, реакция восстановления магния протекает при высоких (порядка 2000 °С) температурах. Естественно, на его восстановление затрачивается значительное количество электроэнергии и восстановителя. Восстановленный магний не растворяется в металле, а возгоняется из реакционной зоны печи. Согласно расчету теплового баланса выплавки сплава АХС расход тепла на восстановление MgO и возгонку магния составляет 12-16 % общего прихода тепла. Для исключения данной проблемы вместо хромовой руды в процессе получения алюмосиликохрома необходимо использовать отсевы высокоуглеродистого феррохрома (ВФХ), как в традиционной технологии плавки ферросиликохрома ФХС48. В таблице 2 показаны показатели процессов получения алюмосиликомарганца и алюмосиликохрома различными способами и из одного сырья.

Технологии выплавки обоих сплавов производятся практически в так называемом бесшлаковом режиме. Высокое извлечение кремния и алюминия при выплавке алюмосиликохрома объясняется, во-первых, тем, что шихтовые материалы имеют высокую температуру плавления; во-вторых, летучие субоксиды кремния и алюминия улавливаются фильтрующим слоем холодной шихты и возвращаются в реакционную зону. Поэтому в реальных условиях большое внимание уделяется обработке шихты на колошнике печи.

Таким образом, в условиях Химико-металлургического института были исследованы высокозольные разновидности углей и углистых пород различных угольных разрезов с точки зрения их использования для выплавки комплексных ферросплавов. Наиболее интересными по физико-химическим свойствам и промышленной мощности с точки зрения их использования для выплавки комплексных ферросплавов являются высокозольные угли разрезов «Борлы» и «Сарыадыр» Карагандинского и Тениз-Коржункольского угольных бассейнов соответственно.

На основании результатов лабораторных, крупнолабораторных и опытно-промышленных испытаний, проведенных учеными института, были разработаны технологии получения комплексных ферросплавов, которые в дальнейшем будут применяться при производстве стали и металлотермической плавке рафинированных сортов хромовых и марганцевых ферросплавов.

Литература

1 Друинский М. И., Жучков В. И. Получение комплексных ферросплавов из минерального сырья Казахстана. – Алма-Ата: Наука, 1988. – 208 с.

2 Медведев Г. В., Такенов Т. Д. Сплав АМС. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 140 с.

3 Медведев Г. В., Свадковская Е. Ф., Лаппо С. И., Грузинов В. К. и др. Полупромышленные опытные плавки сплава АХС (алюминий-хром-кремний) из бедной хромовой руды и Экибастузского угля // Комплексная переработка железных, марганцевых и хромитовых руд Казахстана. – Алма-Ата, 1969. – С. 139-143

М. Жукенов
Н. Зобнин
М. Жукенов

ВЛИЯНИЕ ТЕРМИЧЕСКОЙ СТОЙКОСТИ КВАРЦА И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ПРОЦЕСС ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКОЙ ПЛАВКИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КРЕМНИЯ

Важнейшими задачами совершенствования производства металлургического кремния методом электротермической плавки является повышение степени извлечения кремния в металл, снижение удельного расхода электроэнергии и выхода микрокремнезема. Электротермическая плавка кремния сложный процесс, зависящий от большого числа факторов. К значимым входным параметрам процесса можно отнести термическую стойкость кварца, то есть способность этого материала сохранять исходный гранулометрический состав в результате резкого изменения температуры. О значимости этого показателя известно давно [1]. Однако почти нет сведений о том, как именно влияет термическая стойкость кварца на показатели процесса в целом и как не только качественно, но и количественно оценивать термическую стойкость кварцевого сырья. При оценке этого параметра, эксперты допускают, использование таких определений как больше, меньше, хуже, лучше и т. п., что далеко от научного подхода к какой-либо проблематике.

Традиционная методика определения термической стойкости кварца заключается в нагреве в печи до температуры 1300 °С и выдержке в течение 1 часа, кусков кремнеземсодержащего материала размерами 20-30 мм. Если после охлаждения заметно существенное разрушение материала, то данный продукт имеет неудовлетворительное качество для металлургического процесса. Если этого не произошло, далее проводится вращение кварцевого сырья на барабане (в течение 2 минут со скоростью вращения барабана 40 об/мин) с последующим рассевом исследуемого материала на ситах размером 20, 10, 4 и 2 мм. Если наблюдается значительное разрушение (большая часть материала составила менее 10 мм), то данный материал будет работать в руднотермической печи (РТП) хуже, чем термостойкий кварц [1]. Источник [2] приводит данные по изучению термической стойкости кварцевого сырья только лишь

с использованием нагрева образцов без последующей механической обработки во вращающемся барабане. Однако результаты этого исследования никак не увязаны с дальнейшими технологическими показателями плавки технического кремния из такого сырья.

Также не однозначно мнение специалистов по поводу того, какой размер частиц шихтового материала необходим для достижения оптимальных показателей плавки. В литературе есть указание, что кварц, перерабатываемый в печах с диапазоном мощности 6,5-22,5 МВА должен быть фракции 20-80 мм [3, 4], источник [2] утверждает, что кварц должен быть фракции 20-100 мм и здесь же далее по тексту есть рекомендации для кварца 4-100 и 10-100 мм. Полукокс должен быть фракции 2-15 мм, по мнению одного автора [4], а по данным другого [2] – 8-25 мм и здесь же [2] 0-80 мм. Для древесного угля [2] – 6-80 мм, по другому источнику 5-80 мм [4]. По каменному углю рекомендуют фракцию 0-80 мм [2], древесная щепа размерами 30 × 100 мм [4]. Наибольшее расхождение мнений наблюдается по гранулометрическому составу кварца и полукокса. Наиболее общепринятыми являются представления о гранулометрическом составе древесного угля. Очень мало сведений о том, какую именно фракцию каменного угля следует использовать при выплавке металлургического кремния. Сомнение вызывает то, что рекомендуемые пределы по этим материалам допускают отклонения в размерах частиц в 10-12 раз. Еще более сложно понять, каково распределение частиц по размерам внутри этой фракции. Такое различие между верхним и нижним пределами может нарушать как сам химизм процесса восстановления, так и газодинамическое равновесие твердожидкой зоны шихты. Вероятно, оптимальный гранулометрический состав при выплавке кремния величина не постоянная и зависит от конструктивных особенностей плавильного пространства печи, электрических параметров печного трансформатора и термической стойкости кварцевого сырья. В каждом конкретном случае необходимо осуществлять оптимизацию гранулометрического состава шихтовых материалов.

Регулярно в практике электротермии металлургического кремния возникают существенные отклонения в худшую сторону от идеальных показателей плавки, то есть от удельного расхода электроэнергии 12 МВт · ч/т, извлечения кремния – 80-85 %, выхода микрокремнезема – 400-500 килограммов на тонну технического кремния. Во многом это объясняется изменением физико-химических свойств основного сырья. Сырье в большинстве случаев приходится перерабатывать то, которое имеется в наличии. В первую очередь, для улучшения показателей производства используется оптимизация электрического режима. В том случае, если этот фактор воздействия не оказывается действенным, следующим этапом следует использовать оптимизацию гранулометрического состава.

Подобная проблема возникла в условиях кремниевого завода – ТОО «Тау-Кен-Темир», являющегося дочерним предприятием национальной горнорудной компании «Тау-Кен-Самрук». Данное предприятие работает с 2014 года в г. Караганда. Сырьевой базой предприятия является месторождение кварца «Актас», расположенное в Улытауском районе Карагандинской области, в 130 километрах северо-западнее г. Жезказган. Кварц данного месторождения отличается высокой чистотой, что делает его наиболее привлекательным сырьем для выплавки технического кремния высших марок. Общий запас кварца на месторождении составляет более 4 миллионов тонн, при этом ежегодный объем добычи составляет 72 тысячи тонн жильного кварца [5].

Помимо этого месторождения государственный баланс Республики Казахстан по состоянию на 01.01.2011 учитывает сведения о запасах 19 месторождений горного хрусталя и кварцевого сырья, из них «Акшокы 3» – АО «СПК «Сарыарка» (Карагандинская область) и «Сарыкульское» – ТОО «Кварц» (Алматинская область). Балансовые запасы кварцевого сырья по состоянию на 01.01.2011 по сумме категорий А + В + С1 составляют: кристаллосырья – 1679,9 тонны, пьезооптического кварца – 1891 кг/мбл, горного хрусталя – 591,1 тонны, молочно-белого жильного кварца – 8082,01 тысячи тонн, гранулированного кварца – 104 тысячи тонн; по категории С2: кристаллосырья – 1203,2 тонны, пьезооптического кварца – 1432 кг/мбл, горного хрусталя – 168,2 тонны, молочно-белого жильного кварца – 621,4 тысячи тонн [6].

По отчетности ТОО «Тау-Кен-Темир» за 2016 год, среднегодовые технико-экономические показатели плавки кремния из Акстаского кварца были следующие: расход технологической электроэнергии в расчете на кремний фракции 0-300 мм – 16 МВт · ч/т, извлечение кремния в металл – 64,8 %, выход микрокремнезема – 1 т/т кремния. Такие показатели существенно ухудшали экономику производства. Были испробованы различные подходы к решению данного вопроса. Однако они не обеспечивали улучшения ситуации. Тогда было решено обратить внимание на термическую стойкость используемого кварца и провести соответствующие исследования. То, что актаский кварц обладает очень низкой термостойкостью, обнаруживается при визуальном наблюдении. В момент, когда данный материал оказывался на колошнике в зоне высоких температур, он сразу начинал разрушаться. Основная идея планируемого исследования заключалась в том, что чем ниже термостойкость кварца, тем больше должен быть исходный размер его кусков. В этом случае сырье успеет поступить с колошника в зону интенсивных химических реакций до того как распадется в пылевидную массу.

Было проведено лабораторное исследование термической стойкости кварцев Актаского и Сарыкульского месторождений и промышленные исследования влияния гранулометрического состава шихтовых материалов на технико-экономические показатели производства при использовании кварцев этих месторождений.

Лабораторные исследования термической стойкости кварцев проводились в строгом соответствии с рекомендациями компании – производителя рудотермических печей, установленных в ТОО «Тау-Кен-Темир» – SMSDemag (Германия). Образец кварца фракции 20-30 мм помещали в тигель и выдерживали при 1300 °С в течение одного часа. Затем доставали образец и охлаждали при комнатной температуре. Просевали образец на ситах 20, 10, 4 и 2 мм. Фракцию + 20 мм помещали в барабан диметром 200 мм, глубиной 100 мм с четырьмя 17 мм ребрами на стороне. Барабан поворачивали 80 раз со скоростью вращения около 40 об/мин. Далее образец снова просеивали на тех же ситах. Компания SMSDemag приводит гранулометрические кривые, полученные в ходе испытаний по данной методике кварцев с низкой, средней и высокой термостойкостью (не опубликованные данные). Эти кривые позволяют судить о пригодности проверенного по этой методике кварцевого сырья для выплавки технического кремния. На рисунке 1 представлены сравнительные гранулометрические кривые по данным SMSDemag и результаты исследования термической стойкости актаского и сарыкульского кварцев. Как видно из представленных данных, актаский кварц по выходу фракций 2-10 мм можно назвать сырьем со средней термической прочностью. Однако далее его показатели отклоняются в сторону кварца с низкой прочностью и в районе 20 мм пересекают гранулометрическую кривую кварца с наиболее низкими показателями. Сарыкульский кварц по выходу фракций 2-10 мм можно было бы назвать сырьем с высокой термостойкостью, но далее его термостойкость можно оценить как промежуточное между средним и высоким.

Как видно из результатов анализа кривых гранулометрического состава кварцев, подвергнутых исследованию на термическую стойкость, применение сарыкульского кварца для выплавки кремния обеспечит существенное улучшение показателей процесса. С этой

Таблица 1

Химический состав кварцев Сарыкульского и Актаского месторождений на период исследований

Наименование кварца	Химический состав, %				
	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	TiO_2
Актаский	99,88	0,03	0,08	0,004	0,003
Сарыкульский	99,91	0,06	0,01	0,01	0,001

Таблица 2

Гранулометрические параметры углеродистых восстановителей принятые в процессе исследования

Наименование материала	Гранулометрические параметры			
	основная фракция, мм	выход «мелочи» с диаметром менее нижнего предела по входным данным, %	выход «мелочи» с диаметром менее нижнего предела в конечной точке шихтоподачи, %	средний логарифмический диаметр частиц в конечной точке шихтоподачи, мм
Каменный уголь Шубаркульского месторождения	10-15	3,4	15,8	11,6
Древесный уголь	5-100	4,9	32,5	36,5
Карагандинский полукокс	5-20	1,9	11,3	18,3

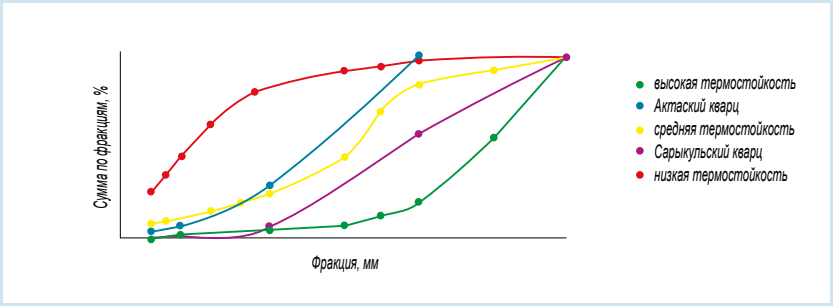


Рис. 1 – **Гранулометрические характеристики кварцев различной термостойкости по данным SMSDemag и результаты исследования кварцев месторождений «Актас» и «Сарыкуль»**

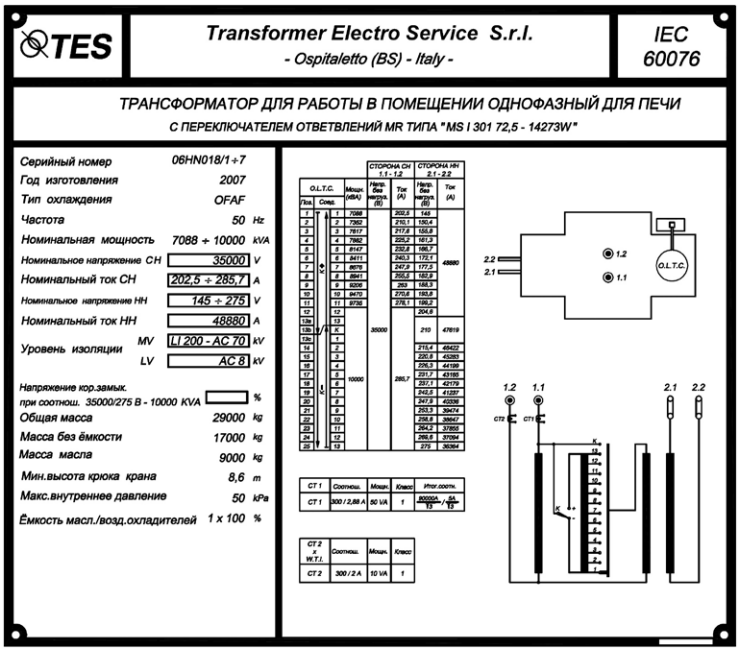
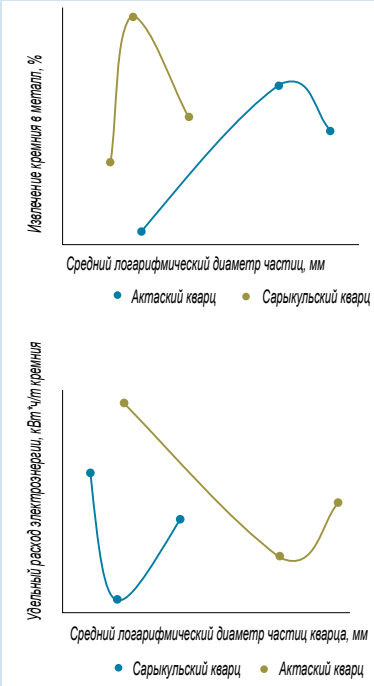


Рис. 2 – **Электрические параметры печного трансформатора мощностью 10 МВА ТОО «Тау-Кен-Темир»**



а) извлечение кремния в металл;
б) удельный расход электроэнергии

Рис. 3 – **Зависимость удельного расхода электроэнергии и извлечения кремния в металл от среднего логарифмического диаметра частиц сарыкульского и актаского кварца**

целью ТОО «Тау-Кен-Темир» закупило опытную партию кварца этого месторождения. Первая кампания плавок с использованием сарыкульского кварца в течение 5 суток потерпела неудачу. Закупленный кварц фракции 20-300 мм и среднего логарифмического диаметра частиц 158 мм закварцевал колошник

печи. Среднее логарифмическое значение рассчитывали здесь и далее из-за существенных различий между верхним и нижним пределом диаметра. Из этого мы сделали вывод, что частица кварца в ходе плавки подвергается двум противоположно направленным процессам – оплавлению с последующим агрегированием с одной стороны, и термическому распаду, с другой стороны. Скорость этих процессов должна быть примерно равна. В нашем случае оплавление поверхности частиц кварца привело к их сращиванию в единую массу и в последующем – закварцеванию печи.

Была проведена большая организационная работа с поставщиками сырья и сформировано несколько партий кварца обоих месторождений с различным фракционным составом. Проведены опытные кампании плавок, в ходе которых варьировали средний логарифмический диаметр кусков кварца.

Химический состав актаского кварца на период проведения настоящего исследования приведен в таблице 1. Содержание твердого углерода полукокса – 85-88 %, каменного угля – 48-52 %, древесного угля – 89-92 %. Зольность всех восстановителей колебалась в пределах 1,5-5,5 %. Состав шихты, кг: кварц – 700; древесный уголь – 214; каменный уголь Шубаркульского месторождения – 118; карагандинский полукокс – 70; древесная щепа – 253.

Исследование осуществлялось на одной из двух трехэлектродных рудотермических печей мощностью 30 МВА. Печь питается от трех печных трансформаторов мощностью 10 МВА каждый. Основные электрические параметры печных трансформаторов представлены на рисунке 2. Трансформаторы не подсоединены поодиночке к каждому электроду, а каждый трансформатор подсоединен через два электрода. Это означает, например, что отсутствует возможность увеличения мощности только на одном электроде путем увеличения мощности на одном трансформаторе. Электрический режим процесса плавки – номинальное вторичное фазное напряжение – 118 В (102-105 В с «посадкой»), рабочий ток электрода – 70-75 кА, активная мощность печи – 17-18 МВА, cosj = 0,7-0,75. Дальнейшее принудительное увеличение мощности приводит к резкому снижению показателей процесса. Мы предполагаем, что это вызвано чрезмерно высокой плотностью мощности на площадь распада электродов, которая была принята при проектировании печи. Этим объясняется наблюдаемый во всех ситуациях ускоренный сход шихты по оси печи даже при максимальном расстоянии «разведенных» электродов. Однако это будет отдельной темой наших исследований.

Геометрические параметры: диаметр плавильной ванны – 6900 мм; общая глубина ванны – 3246 мм; высота углеграфитовых блоков горновой части – 1400 мм; диаметр графитовых электродов – 1272 мм; диаметр распада электродов – 2900-3250 мм (в период испытаний был установлен максимальный распад электродов). Ванна печи предусматривает вращение со скоростью 2-5 об/сутки.

Гранулометрический состав прочих материалов поддерживался на постоянном уровне. Соответствующие данные приведены в таблице 2. Размер использованной щепы – 35 × 100 мм. Поддержание гранулометрического состава углеродистых восстановителей на постоянном уровне было одной из наиболее сложных в техническом отношении задач в данном исследовании. Результаты исследования представлены на рисунке 3 в форме графиков зависимости удельного расхода электроэнергии на тонну кремния и извлечения кремния в металл от среднего логарифмического диаметра кусков кварца.

Важно контролировать термическую стойкость исходного сырья, особенно кварца, при выплавке технического кремния в рудотермических печах. Низкая термическая стойкость может существенно снизить эффективность производства. Однако в определенных пределах можно обеспечить улучшение технико-экономических показателей процесса плавки путем регулирования гранулометрических характеристик кварца при неудовлетворительной термической стойкости шихтовых материалов. Принципиально важно найти условия, при которых частицы кварца достигнут зоны интенсивных химических реакций до момента рассыпания и выноса из печи в виде пыли. Как мы и предполагали для более термостойкого сарыкульского кварца оптимальный размер частиц (30-40 мм) меньше, чем для менее термостойкого актаского кварца (85-95 мм). Однако следует признать, что хотя полученные результаты и стали существенным улучшением для условий ТОО «Тау-Кен-Темир», но они все же ниже, чем результаты, полученные при выплавке кремния в образцовых печах, о которых говорилось выше. Кроме того, такой подход к решению проблемы имеет свои трудности. Самая главная проблема – это образование большого количества отходов – сырья мелкой фракции, особенно это актуально для сырья с низкой термической стойкостью. В этом отношении перспективно сочетание оптимизации гранулометрического состава и вдувания мелких фракций в реакционные зоны через полые электроды [7]. Скорее всего, дальнейшее развитие технологии в ТОО «Тау-Кен-Темир» пойдет именно по этому пути.

Вероятно, оптимизация гранулометрического состава углеродистых восстановителей тоже интересна с научной точки зрения. Однако на практике тонкая регулировка среднего логарифмического диаметра частиц по углеродистым материалам технически очень сложна из-за значительного самоизмельчения в процессе движения по трактам шихтоподачи. Поэтому, на наш взгляд, практическое значение имеет оптимизация гранулометрического состава только лишь кварцевого сырья при выплавке металлургического кремния.

Литература

1 Иркутский национальный исследовательский технический университет [Электронный ресурс]: Основные виды сырья для получения кремния – Электронные текстовые данные. – Иркутск, 2017 – Режим доступа: http://www.istu.edu/structure/57/3944/, свободный. – Загл. с экрана. – Яз .рус.

2 Школьников А. Р., Филлипов А. В., Скорняков В. И., Веселков В. В., Черных Е. А., Зельберг Б. И. Производство кремния. – СПб: Издательство МАНЭБ. – 2001. – 269 с.

3 G-Global [Электронный ресурс]: Исследование процесса выплавки кремния с применением длиннопламенных углей / Д. К. Исин, к. т. н., доцент, «Караганда, КарГТУ» С. О. Байсанов, д. т. н., профессор, «Караганда, ХМИ» А. З. Исагулов, д. т. н., профессор, «Караганда, КарГТУ» А. Д. Мехтиев, к. т. н., доцент, «Караганда, КарГТУ» Е. М. Азбанбаев, докторант, «Караганда, КарГТУ». – Электронные текстовые данные. – [Астана?], 2017 – Режим доступа:http://group-global.org/ru/publication/45890-issledovanie-processa-vyplavki-kremniya-s-primeneniem-dlinnoplamennyh-ugley, свободный. – Загл. с экрана. – Яз. рус.

4 «Укрбас» тестовый информационный web-портал [Электронный ресурс]: Производство кремния. – Электронные текстовые данные. – [Киев], 2017 – Режим доступа: http://ukrbascompany.at.ua/index/proizvodstvo_kremnija/0-52 , свободный. – Загл. с экрана. – Яз. рус.

5 Tau-Ken-Temir Производство технического кремния [Электронный ресурс]: О компании. – Электрон.текстовые данные. – [Караганда], 2017 – Режим доступа:http://tks-temir.kz/?ctrl=info&name=company, свободный. – Загл. с экрана. – Яз. рус. англ., каз.

6 Министерство по инвестициям и развитию Республики Казахстан. Комитет геологии и недропользования [Электронный ресурс]: Касательно кварца. – Электронные текстовые данные. – [Астана], 2014 – Режим доступа: http://geology.gov.kz/ru/presstsentr/blog-predsedatelya/vopros-otvet/entry/kasatelno-kvartsa, свободный. – Загл. с экрана. – Яз. рус. англ., каз.

7 Способ плавки высококремнистого ферросилиция и технического кремния, патент № 2068008: Классы МПК: C22B4/06, C01B33/00 / Толстогузов Н. В., Елкин К. С., Ильин В. Н., Елкин Д. К., Стариков С. В.; заявитель и патентообладатель Братский алюминиевый завод, Сибирская горно-металлургическая академия; заявл. 20.10.1996; опубл. 1994-04-1, Бюл. № 23 (II ч.)

УДК 622.1: 622:271

Д. Бекбергенов
Г. Джангулова
А. Абаканов
Ж. Сейдахметова

ОЦЕНКА ГЕОТЕХНИЧЕСКОЙ СИТУАЦИИ В ЗОНЕ ВЫПУСКНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ СИСТЕМЕ САМООБРУШЕНИЯ РУДЫ ДЛЯ БЕЗОПАСНОГО И УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ ХРОМИТОВ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ ШАХТ ДОНГОКА

Развитие процесса обрушения горизонта выпуска и транспортной выработки во многом развивается согласно спрогнозированным в работе [1] геомеханическим построениям, поэтому в качестве окончательной, рабочей, геомеханической модели целесообразно использовать аналитический аппарат для анализа закономерностей формирования напряженно-деформированного состояния и разрушения крепи.

Для дальнейших исследований нами представлено численное моделирование выработки горизонта выпуска в районе обрушенных залежей на примере донских хромитов.

Для подтверждения аналитических расчетов и подтверждения правильности выбранной схемы было произведено численное моделирование части объема отработки методом конечных элементов.

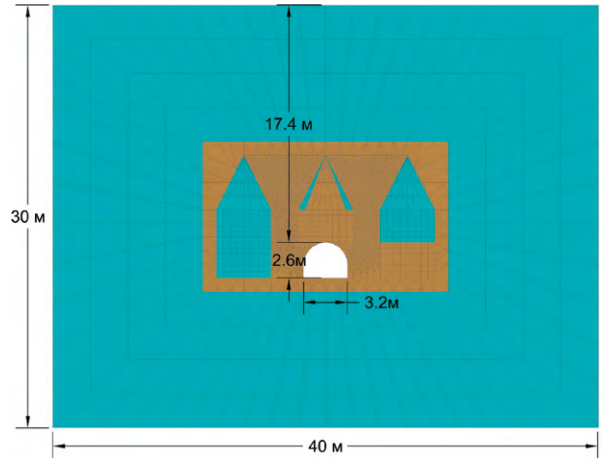


Рис. 1 – **Расчетная схема для выработки горизонта выпуска днища блока**

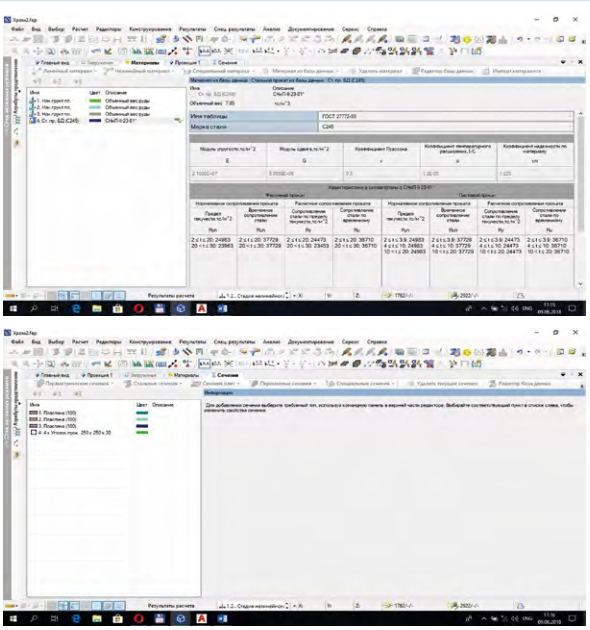
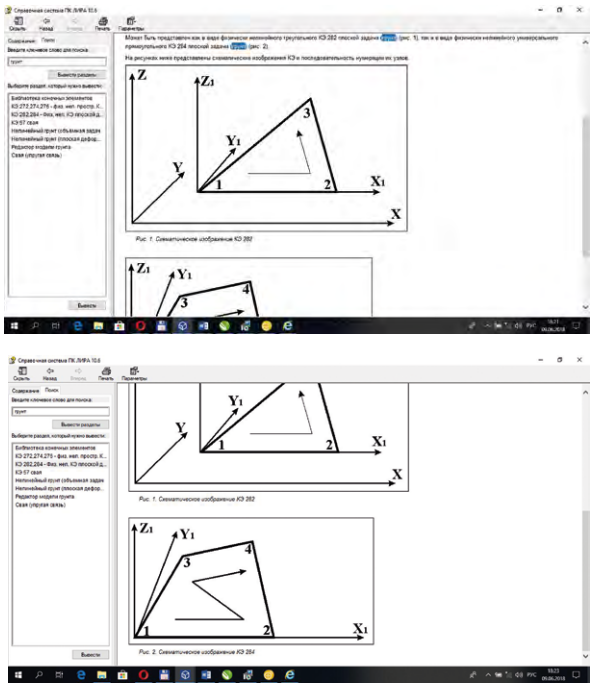


Рис. 2 – **Ввод исходных данных в ПК Lira soft**



а) КЭ 282; б) 284 в Lira soft

Рис.3 – **Схематическое изображение физически нелинейных конечных элементов**

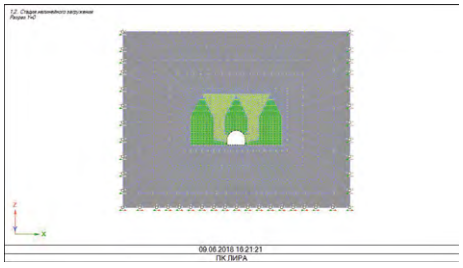


Рис. 4 – **Конечно элементная схема выработки горизонта выпуска днища блока**

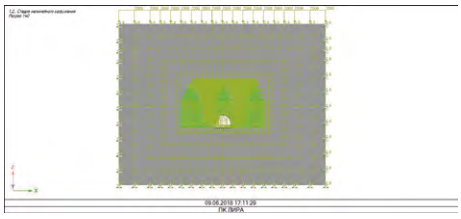


Рис. 5 – **Стадия нелинейного загружения. Нагрузка расчетной схемы 2000 т/м² на глубину 560 м от поверхности**

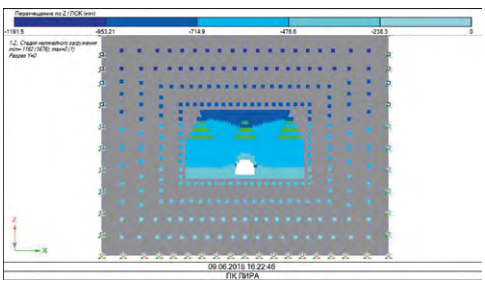


Рис. 6 – **Стадия нелинейного загружения**

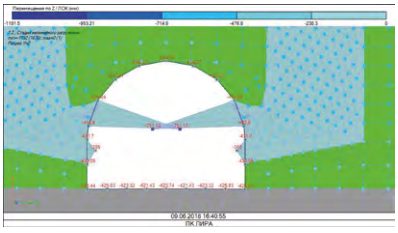


Рис. 7 – **Результаты перемещения узлов в миллиметрах вокруг контура выработки схемы деформации максимально на 75 см в пяте свода**

В расчетной конечно-элементной модели могут быть заданы различные модули упругости для этапов нагружения и разгрузки.

Был проведен расчет выработки горизонта выпуска днища блока. Расчет проводился на программном комплексе (ПК) Lira soft основанном на численном методе расчетов конечными элементами. Расчетная схема представляет собой плоскую конечно- элементную модель, размеры которой представлены на рисунке 1.

Горные породы обладают различным сцеплением и углом внутреннего трения в зависимости от своего типа. Данные величины используются в уравнении сдвиговой прочности. Породы (массив), в отличии от других конструкционных материалов обладают очень малым сопротивлением растяжению, и в большинстве случаев разрушение пород происходит в результате сдвига. Когда к основанию пород приложена внешняя сила или собственный вес в массиве возникают касательные напряжения. Деформации пород возрастают по мере роста напряжений, в итоге формируется поверхность сдвига и происходит сдвиговое разрушение. Сопротивление горной породы сдвигу состоит из двух компонентов: сцепления и угла внутреннего трения [2].

Исходные данные для расчета представлены в виде физико-механических свойств руды, которая применялась в качестве материала и жесткости в ПК Lira soft по данным ВИОГЕМа [3], представленная на рисунке 2.

Нагрузка согласно физико-механическим данным ВИОГЕМ. Нагрузка на выработку на глубине H = 560 метров от поверхности при удельном весе $\gamma = 3{,}6$ т/м^3,

Расчет был произведен в нелинейной постановке задачи с учетом построения физически нелинейных конечных элементов (КЭ) представленных в библиотеке конечных элементов. На рисунке 3, ниже представлены схематические изображения КЭ и последовательность нумерации их узлов [4] .

Конечный элемент плоской деформации «Грунт» предназначен для моделирования односторонней работы грунта на сжатие с учетом сдвига по схеме плоской деформации в соответствии с законом Кулона. Применяется в нелинейном шаговом процессоре при расчетах горных выработок и тоннельных проходок.

При моделировании нелинейного нагружения должно быть задано большое количество итераций. По умолчанию принимается 500. Прочая информация здесь задается как обычно.

Каждый узел конечного элемента имеет следующие степени свободы: U – линейное перемещение по оси X1; W – линейное перемещение по оси Z1.

На рисунке 4 представлена расчетная схема выработки горизонта выпуска днища блока в ПК Lira soft. Геометрические характеристики металлических крепей типа СВП-27, представлены в данном расчете в виде тройного прикрепления. Геометрические характеристики крепи тройного перекрепления представлены в виде 4 стальных горячекатаных уголков 250 × 250 × 30 по ГОСТ 8509-86. По своим прочностным характеристикам принятое сечение креплений соответствует прочностным свойствам металлического тройного крепления СВП-27.

На рисунках 5-6 представлены результаты расчета на нагрузку 2000 т/ м^2 при глубине выработки 560 метров от поверхности.

По результатам расчетов на рисунке 7 представлены премещения контура выработки, где максимальные расположены в пяте свода.

Выводы

Изучение состояния и причин обрушения массива пород вокруг подготовительно-транспортных выработок на глубоких горизонтах шахт ДонГОК, позволили сделать следующие выводы:

1. Установлена высокая степень структурной нарушенности массива пород месторождений Донских хромитов. [5] Выделены 4 основные системы трещин, их интенсивность (от 3 до 20 на погонный метр), пространственная ориентация морфология, установлено отсутствие существенных изменений этих показателей в положительную сторону с ростом глубины разработки, что позволяет применить технологию с самообрушением руды и вмещающих пород при проектировании отработки нижних горизонтов и смежных залежей.

2. На основе систематизации качественных и количественных показателей массива, с учетом рейтинговой степени влияния геотехнологических факторов для его характеристики согласно которому рудный массив донских хромитов отнесен к наиболее низкой пятой категории устойчивости.

3 Для снижения безопасности горных работ и ритмичности основных технологических процессов, преимущественным типом крепи на шахте принято трехслойное крепление сборной металлической крепью из спецпрофилей СВП-27, а также нисходящей слоевой системой разработки с закладкой выработанного пространства, с назначениями ряда мероприятий по ликвидации обрушений и вывалов.

В результате аналитических исследований геотехнического состояния горизонта выпуска и транспортной выработки, был рассмотрен опыт применения систем с самообрушением руды и вмещающих пород на рудниках Кривбасса. На основании оценки геотехнической ситуации в зоне расположения выработок, технологических схем донских хромитов, установлено, что на формирование горного давления влияет степень нагруженности горизонтальных горных выработок.

Рассмотрен характер распределения напряжений вокруг очистных выработок, по причине их дальнейшего влияния на работу транспортного горизонта, на основе ранее выполненных исследований учеными ИГД им. Д. А. Кунаева [6].

Характер распределения напряжений с учетом их численных величин позволили определить условные границы зоны влияния очистных работ, где были установлены две области, соответственно область повышенных вертикальных напряжений А и область пониженных напряжений В.

Был проведен расчет устойчивости выработки горизонта выпуска днища блока. Расчет проводился на программном комплексе (ПК) Lira soft основанном на численном методе расчетов конечными элементами. Исходя из численного моделирования штрека скреперования днища очистного блока выявлены наибольшие перемещения, более 75 см, которые приводят к разрушению крепи и дальнейшему обрушению массива [7].

Литература

1 Отчет о НИР «Теоретические основы управления геомеханическим состоянием массива при формировании горных конструкций и прогноз его изменения под давлением горных работ» (заключительный). Руководитель задания, д. т. н. Л. С. Шамганова, ИГД им. Д. А. Кунаева. – Алматы, 2011. – С. 30-35

2 Хабулов О. Ю. Аналитический метод определения предела прочности закладочного массива в обнажениях горных выработок // Горный журнал, 2010, № 6. – С. 78-82

3 Инженерно-геологический регламент на проходку клетьевого ствола шахты «Центральная» Дон ГОКа в отметках –384,5-428,5 м. ВИОГЕМ. – Белгород, 1988. – 23 с.

4 Амусин Б. З., Фадеев А. Б. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики. – М.: Недра, 1975. – 144 с.

5 Инструкция по расчету нагрузок на крепь горных выработок в условиях шахт Донского ГОКа. – Караганда, 2002. – 44 с.

6 Едильбаев И. Б., Битимбаев М. Ж., Жеребко Л. Н., Исаев М. А. Развитие зоны обрушения в налегающем массиве при отработке рудных залежей системой с самообрушением на месторождениях Донских хромитов. Научно-техническое обеспечение горного производства. Сб. трудов ИГД им. Д. А. Кунаева, № 68, часть I. – Алматы, 2004. – С. 64-66

7 Разработка и обоснование параметров комбинированной геотехнологии для безопасного и устойчивого развития добычи хромитов на глубоких горизонтах // Отчет по научно-исследовательской работе № AP05131352, ИГД им. Д. А. Кунаева. – Алматы, 2018. – 62 с.

К 70-ЛЕТИЮ ВЛАДИМИРА СЕРГЕЕВИЧА ШКОЛЬНИКА

Владимир Сергеевич Школьник – личность, широко известная в Казахстане и далеко за его пределами. Казахстанский физик и государственный деятель, доктор физико-математических наук, профессор, академик. С этих слов начинается знакомство с В. С. Школьником в википедии, без которой сегодня немыслимо представить даже один день современного человека. Однако акцент хотелось бы сделать на слове «Личность».

Родился Владимир Школьник в городе Серпухово Московской области. Пытливый ум и склонность к точным наукам привели юношу в Московский инженерно-физический институт, который он окончил в 1973 году по специальности «Физико-технические установки», получив квалификацию инженера-физика. Трудовую же деятельность Владимир Сергеевич начал до поступления в вуз в 1966 году на Серпуховском радиозаводе, куда был принят регулировщиком радиоаппаратуры. После окончания института В. С. Школьник был распределен на Мангышлакский энергокомбинат и навсегда связал свою жизнь с Казахстаном. Именно на этом комбинате он прошел все ступени профессионального роста от инженера-физика до главного инженера и директора. Работая на энергокомбинате, В. С. Школьник занимался научными исследованиями по эксплуатации реакторной установки. Как специалист в области математического моделирования, техники и физики ядерных реакторов принимал участие в международных конференциях и семинарах в США, Франции, Англии, Германии. В 1981 году В. С. Школьник защитил диссертацию «Развитие системы расчетного обеспечения реактора БН-350 и ее использование в эксплуатационной практике» с присвоением ученой степени кандидата физико-математических наук и в 1991 году – докторскую диссертацию по этой же специальности по закрытой теме «Развитие математических моделей АЭС с быстрым реактором и их использование для научных исследований и обеспечение безопасности эксплуатации».

В 1992 году В. С. Школьник, будучи признанным в мировом атомном сообществе в качестве высококлассного профессионала, возглавил Агентство по атомной энергетике Республики Казахстан в должности генерального директора. С 1993 года он является бессменным президентом Ядерного общества Казахстана. В годы деятельности на этом поприще В. С. Школьник активно занимался продвижением идеи нераспространения оружия массового поражения и использования ядерной энергии в мирных целях. Он возглавлял организацию многочисленных встреч с коллегами, представляющими ядерные общества России, США, Японии, в ходе которых подписаны важнейшие соглашения о сотрудничестве по обозначенным вопросам.

В 1994 году В. С. Школьник принял руководство Министерством науки и новых технологий Республики Казахстан, перед которым стояли серьезные задачи в области модернизации науки в связи с реформированием всех сфер жизнедеятельности молодого казахстанского государства. В 1996 году после реорганизации министерства В. С. Школьник был назначен министром науки – президентом Академии наук Республики Казахстан, а в 1999 году – министром науки и высшего образования. В этой должности он проработал по октябрь 1999 года. Несмотря на сложную политико-экономическую ситуацию в стране, В. С. Школьник умело

руководил процессом обновления отечественной науки и ее адаптации к вызовам и требованиям времени. Он смело шел против закостенелых устоев прошлого, созидая новое, вбирая лучшие примеры старой системы. Под руководством В. С. Школьника Министерство науки – Академия наук Республики Казахстан инициировало ряд нормативно-правовых документов, Концепцию государственной научно-технической политики Республики Казахстан, проект Закона «О науке и государственной научно-технической политике Республики Казахстан». Одним из основных результатов деятельности стало укрепление сотрудничества академической, вузовской и отраслевой науки, создание субъектов малого и среднего бизнеса с организацией новых рабочих мест, организация национальных центров по приоритетным направлениям экономики страны, реализующим научно-техническое обеспечение устойчивого развития этих секторов, особенно в жестких условиях того времени.

Без поправки на колоссальную загруженность на административной работе В. С. Школьник продолжал научно-исследовательскую деятельность, занимался пропагандой научных работ, новых открытий и достижений посредством организации конференций и издания сборников трудов под его редакцией. В этот период В. С. Школьнику решением Ученого совета Казахского государственного национального университета им. аль-Фараби было присвоено звание Почетного профессора университета, а решением Высшей аттестационной комиссии при Кабинете Министров Республики Казахстан – звание профессора физики.

Стоит напомнить о роли В. С. Школьника в увековечивании памяти основателя и первого Президента Академии наук КазССР, выдающегося геолога, крупного общественного деятеля К. И. Сатпаева. При его активном участии в 1998 году было принято специальное постановление Правительства Республики Казахстан «Об увековечивании памяти академика К. И. Сатпаева» и организовано празднование 100-летнего юбилея ученого под эгидой ЮНЕСКО.

С именем В. С. Школьника связано становление и развитие Национального ядерного центра Республики Казахстан, парков ядерных и информационных технологий. Налажено их широкое сотрудничество с соответствующими международными структурами, включая МАГАТЭ и МНТЦ. Под его руководством успешно реализована программа конверсии Семипалатинского ядерного полигона, велись научные исследования по безопасности реакторов на тепловых и быстрых нейтронах при финансировании японской стороной, получили начало новые направления мирного использования атома, такие как Центр ядерной медицины, Междисциплинарный центр на базе циклотронного ускорителя ДС-60, Казахстанский токамак КТМ. По результатам выполнения совместных программ с США создан Центр безопасности ядерных технологий.

Талант и дипломатическая позиция мудрого политика сопутствовали устойчивой карьере В. С. Школьника в разных сферах деятельности и ипостасях, на которые его направляло руководство страны, конечно же, с одной целью – укрепить, усилить ту или иную отрасль экономики. В разные годы В. С. Школьник занимал посты министра энергетики, индустрии и торговли, заместителя Премьер-министра Республики Казахстан – министра энергетики и минеральных ресурсов, министра индустрии и торговли Республики Казахстан, заместителя руководителя Администрации Президента Республики Казахстан, главы АО «НАК «Казатомпром», министра энергетики Республики Казахстан, советника Президента Республики Казахстан. Его отличает серьезный, разумный и объективный подход к решению любого вопроса. Очевидно, в этом залог успеха и результативность деятельности, которой он занимается, будь то кресло министра или научная деятельность или теннисный корт.

Уместно упомянуть, что Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан был создан в составе возглавляемого В. С. Школьником министерства. Мы учились у него, а он учился у нас. Более того, с его качеством государственного деятеля Владимир Сергеевич четко видел общее в частном. Выше мы уже отмечали его заслугу в организации малого и среднего бизнеса научными предприятиями. Вспоминается, что В. С. Школьник не просто поддержал нашу инициативу в деле организации малых производств по выпуску чистых сортов серной кислоты и аммиака, которые не производились в Казахстане. Он собрал и проанализировал сведения всех предприятий об импортируемой продукции, на базе чего была создана государственная программа по импортозамещению, которая в настоящее время трансформировалась в казахстанское содержание.

В. С. Школьник увековечил результаты своих научных изысканий в более чем 300 научных трудах, подготовил грамотных учеников, в том числе одного доктора наук и пять кандидатов наук. Он стоял у истоков создания ряда печатных изданий – «Проблемы эволюции открытых систем» (главный редактор), «Человек, энергия, атом» (главный редактор), «Промышленность «Казахстана» (сопредседатель редакционного совета).

В. С. Школьник – гениальный ученый, выдающийся политический деятель современности. Его заслуги перед страной отмечены наградами разных достоинств. В их числе орден «Парасат», Орден Первого Президента Республики Казахстан Нурсултана Назарбаева, орден «Отан», многочисленные медали, нагрудные знаки, благодарственные письма, почетные грамоты и дипломы Лидера нации, руководителей государственных структур, а также официальных и общественных отечественных, международных и зарубежных организаций. По результатам конкурса сезона 2016 года в рамках проекта «Выбор года» в странах СНГ В. С. Школьник признан лауреатом премии «АлтынАдам – Человек года» в номинации «За служение Отечеству».

Поздравляя с юбилеем, дорогой Владимир Сергеевич, желаем Вам долгих счастливых лет в занятии любимым делом, в окружении родных людей, в осязании результатов своей неутомимой деятельности на благо Казахстана!

Руководство и коллектив РГП «НЦКПМС РК»
Редакция научно-технического журнала
«Промышленность Казахстана»

ПРАВИЛА ДЛЯ АВТОРОВ НАУЧНЫХ СТАТЕЙ

Пакет направляемых для публикации материалов должен содержать:

1. Сопроводительное письмо в редакцию журнала от организации, где выполнена данная работа, с просьбой опубликовать статью.

2. Экспертное заключение о возможности опубликования.

3. Рецензию ведущего специалиста в области тематики, освещаемой в работе.

4. Рукопись статьи в бумажном или электронном варианте (файлу со статьей присваивается имя по фамилии первого автора (пример: статья Аймбетовой).

5. Резюме статьи на казахском, русском и английском языках.

6. Сведения об авторах (фамилия, имя, отчество, ученая степень, звание, должность, полное название учреждения, в котором выполнена работа, полное название учреждения, где работают авторы, адрес, телефон, e-mail).

Требования к рукописям

Текст объемом 5 полных страниц формата А-4 на казахском, или русском, или английском языках должен быть набран в редакторе Microsoft Word. Шрифт – Times New Roman, кегль – 12, межстрочный интервал – 1. Выравнивание текста по ширине. Без расстановки переносов и нумерации страниц. Размеры полей: верхнее и нижнее – 2 см, правое – 1 см, левое – 3 см. Формулы и уравнения оформляются в редакторе формул, рисунки – в графическом редакторе.

При написании статьи необходимо придерживаться следующего плана:
– УДК;
– Ф.И.О. автора;
– название статьи (прописными буквами в середине строки без точки, аббревиатура не допускается);
– пустая строка;
– текст статьи.

Физические единицы и обозначения в статье должны быть приведены в соответствии с Международной системой единиц СИ.

Не допускается сокращения слов, кроме обозначений метрических мер, а также общепринятых сокращений.

Список цитируемой литературы оформляется в соответствии с ГОСТ 7.0.5-2008. Ссылки на литературу в тексте статьи обозначаются порядковым номером в квадратных скобках. Ссылки на неопубликованные работы не допускаются. Иностранные фамилии и термины в тексте допускается приводить на языке статьи, а в списке литературы – на языке оригинала.

Каждая таблица числовых данных должна иметь порядковый номер, обозначенный арабскими цифрами, и заголовок, поясняющий ее содержание. Номер таблицы следует размещать справа, а заголовок, выделенный жирным шрифтом, – по центру. В верхней части граф обязательно указываются названия величин и их размерность.

Не допускается изложение одних и тех же данных в таблице и на рисунке.

Рисунки и чертежи выполняются в графическом редакторе (размером не более 18 × 24 см) и приводятся отдельными файлами в формате JPEG. В тексте статьи подпись рисунков осуществляется внизу по центру, номер рисунка со словом «Рис.» – курсивом, название рисунка – жирным шрифтом. При ссылках слова «таблица» и «рисунок» следует писать полностью с указанием их номеров, пример: «... в таблице 1 ...», «... на рисунке 3 ...», «... (таблица 2)» и т. д.

Фотоматериал (растровые изображения) необходимо предоставить с окончательным разрешением 300 dpi в 100%-м размере (ширина: 1 колонки – 85 мм, 2 колонок – 175 мм). Не допускается масштабирование растровых элементов менее 90 и более 110%. Для сканирования принимаются материалы без дефектов (разрывов, выцветания и т.д.).

Формулы и уравнения оформляются в редакторе формул Уравнения и формулы следует выделять из текста в отдельную строку и нумеровать по порядку в пределах всей статьи арабскими цифрами в круглых скобках в крайнем правом положении на строке. Выше и ниже каждой формулы или уравнения должна быть оставлена одна свободная строка. Если уравнение не умещается в одну строку, то оно должно быть перенесено после математических знаков («=», «+», «–», «×», «:» или других), которые в начале следующей строки повторяют. При переносе формулы на знаке, символизирующем операцию умножения, применяют знак «×».

Пояснение значений символов и числовых коэффициентов следует приводить непосредственно под формулой, соблюдая последовательность их приведения в формуле.

Рукописи, не удовлетворяющие настоящим правилам, возвращаются авторам для исправлений. Датой поступления рукописи считается день ее получения в исправленном виде. Корректура автору для просмотра не высылается.

В случае отклонения статьи редакция оставляет за собой право не возвращать ее автору.

Научные статьи направляются в РГП «НЦ КПМС РК»

Адрес: 050036, г. Алматы, ул. Жандосова, 67
Тел.: (727) 259 00 70 (внутр. 130)
Факс: (727) 259 00 75
e-mail: industrykz@cmrp.kz, industrykz@mail.ru

ТЕНДЕР ТЕХНОЛОГИЙ

Журнал введен в «Перечень научных изданий, рекомендуемых Комитетом по контролю в сфере образования и науки МОН РК для публикации основных результатов научной деятельности» по специальностям «Науки о Земле и географические науки», «Технические науки и технологии» (приказ №1082 от 10.07.2012)

Научные статьи направляются в РГП «НЦ КПМС РК»

Адрес: 050036, г. Алматы, ул. Жандосова, 67
тел.: 8 (727) 259 00 70 (внутр. 130)
факс: 8 (727) 259 00 75
e-mail: industrykz@mail.ru, industrykz@cmrp.ru

Ж. Боғжанова
Г. Мусина
Г. Жаксыбаева
Ж. Ахметкаримова

ТАС-КӨМІР ШАЙЫР ФРАКЦИЯСЫНЫҢ КАТАЛИТИКАЛЫҚ ГИДРОГЕНИЗАЦИЯДАҒЫ ОҢТАЙЛЫ ЖАҒДАЙЛАР

• *Установлено эффективное состояние гидрогенизации первичной каменноугольной смолы в присутствии импергированного катализатора методом проектирования многофункционального опыта с использованием композиционного плана Бокс-Уилсон.*

• *Бокс-Уилсон композиционды жоспарды пайдалана отырып көп факторлы тәжірибені жобалау әдісімен импергирленген катализатор қатысында біріншілік тас көмір шайырының гидрогенизациясының тиімді жағдайлары анықталды.*

• *Set the effective status of the primary hydrogenation of coal tar in the presence of a catalyst energiewende a design methodology of multi-functional experience with the use of a composite plan of a Box-Wilson.*

Қатты және ауыр көмірсутегі шикізатын гидрогенизациялау технологиясын қолданудың теориясы мен тәжірибесін зерттеу Қазақстан Республикасында және алыс және жақын шет елдерде көмірден алынатын химиялық өнімдер негізінен кокстеу және жартылай кокстеу сияқты термиялық ыдырау процестерін пайдалану арқылы алынған [1].

Деструктивтік гидрогенизация – шикізатты сутегі – гидрогенизациялаумен байытудан тұратын және көп катализатордың қатысуымен гидрленген шикізатты сутектік қысым кезінде бұзудан тұратын көп сатылы процесс. Гидрогенизацияның нәтижесінде түрлі жоғары молекулалық жанғыш заттар сутегімен қаныққан төмен молекулалық салмақ қосылыстарының қоспасына айналады.

Ресейде және Еуропа елдерінде (Қытайды қоспағанда) қатты және ауыр көмірсутектерді (көмір, шайыр, шымтезек, лигнин) тікелей гидрогенизациялау арқылы сұйық синтетикалық отынды өндірудің қазіргі кезде мұнай өңдеу процестері жоқ. Көптеген талдаушылардың болжамдарына сәйкес, әлемдік мұнай қорының сарқылу мерзімі соңғы 50 жыл, яғни 21 ғасырдың ортасында көмір және оның өнімдері энергияның негізгі көзі болады [2].

Теориялық дереккөздерді талдау бізге индустриалды елдерде көмірден алынған БТШ фракциясын гидрогенизациялау процестері өнеркәсіптік ауқымда жүргізілмегеніне қарамастан, осы саладағы негізгі зерттеулер жүргізілуіне жол ашады [3]. Бұл зерттеушілер осы ғылыми зерттеулер технологиялық үрдістерді дамытуға ықпал ететініне көз жеткізеді, олар жақын арада мұнай өңдеудің өнеркәсіптік әдістерімен бәсекелеседі.

Полиароматикалық көмірсутектердің қайнаған мұнай фракциялары мен қалдықтарының ұқсастығы, көмір органикалық заттардың фрагменттері және көмірдің бастапқы фрагменттері, оның фракциялары, соның ішінде салыстырмалы үлесі мен құрылымы, көмір метаморфизмінің деңгейіне байланысты хош иісті құрылымдар деп қарастыруға болады. ПАК-лер сондай-ақ, температураны және химиялық реагенттердің әсерінен көмір құрамында сутектің бөлінуіндегі аралық қосылыстар болып табылады.

Каталитикалық темір негізіндегі қоспалардың қатысуымен гидрогенизация кезінде жекелеген ПАК-лердің мінез-құлқы туралы ақпарат бөлшектеніп, жиі қайшы келеді, ал катализаторларды қолдану туралы деректер жоқ. Сонымен қатар, олар ПАК гидрлеу реакцияларында маңызды рөл атқарады, көмірді, бастапқы көмір шырынын және оның фракцияларын конверсиялауға айтарлықтай әсер етеді [4].

БТШ фракциясы органикалық заттардың күрделі мультипликалық қоспасы болғандықтан, таңдалған катализаторлардың белсенділігі мен селективтілігін ұсыну үшін зерттеуді жүргізу өте қиын, себебі заттардың реактивтілік, химиялық құрылымына тәуелділігін зерттеу мүмкін болғандықтан, мүмкін болатын үлгілерді (антрацен және бензотиофен) қолданып, БТШ кең фракциясының көп компонентті жүйесінің мінез-құлқын фрагменттеуі мүмкін модельдік органикалық қосылыстар болып табылады. Сонымен қатар, гидрогенизация процесінің температуралық диапазонында полярлық көмірсутектер деградацияға ұшырамайды.

Химия және химиялық технологиядағы көптеген эксперименталдық міндеттер экстремалды проблемалар ретінде қалыптастырылады: оңтайлы процестердің жағдайларын анықтау, композициялардың оңтайлы құрамы және т.б. факторлы кеңістіктегі нүктелердің ыңғайлы орналасуына және координаттардың сызықтық трансформациясына байланысты классикалық регрессиялық талдаудың кемшіліктерін жеңуге болады, атап айтқанда, регрессия коэффициенттері арасындағы корреляция.

Экспериментті жоспарлау барлық факторларды бір мезгілде өзгертуге, негізгі эффектілердің сандық бағалауын және өзара әрекеттесу әсерлерін алуға мүмкіндік береді.

Жоғары молекулалық заттардың гидрогенизациясын жоғары молекулалық процестен төмен молекулалық деңгейге айналдыру арқылы зерттеу бұл процестердің мына негізгі факторларына байланысты: қысым, температура, эксперимент температурасында жылыту уақыты, қызу жылдамдығы және катализаторлар.

Бұл жұмыста катализатордың қатысуымен БТШ фракциясын гидрогенизациялаудың оңтайлы жағдайларын анықтау үшін көп өзгермелі эксперименттерді жоспарлау әдісі пайдаланылды [4]. Толық факторлық экспериментті жоспарлағанда, зерттеу үшін таңдалған барлық деңгейлерде барлық факторлардың комбинациясы іске асырылады. N эксперименттердің қажетті саны келесі формула бойынша анықталады:

$$N = 2k + 2k + n, \quad (1)$$

мұнда n – деңгейдің саны; k – фактор саны.

Кесте 1

Зерттелген факторлардың деңгейлері

	Z_1	Z_2	Z_3	Z_4
Zj^0	400	50	0,2	1,5
ΔZj	20	10	0,1	0,5
1	420	60	0,3	2
–1	380	40	0,1	1
1,61	440	70	0,35	2,5
–1,61	360	30	0,05	0,5

Кесте 2

БТШ фракциясының экспериментінің гидрогенизациялау матрицасының жоспары

Тәжірибе №	x_0	x_1	x_2	x_3	x_4	Y
1	1	–1	–1	–1	–1	78,5
2	1	–1	0	0	0	77
3	1	–1	1	1	1	74,95
4	1	0	–1	0	1	79,6
5	1	0	0	1	–1	61,4
6	1	0	1	–1	0	69,4
7	1	1	–1	–1	1	77,3
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	77,1
12	1	–1	1	0	1	84,25
13	1	0	–1	1	0	76,55
14	1	0	0	–1	1	79,8
15	1	0	1	0	–1	82,6
16	1	1	–1	0	0	87
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
24	1	0	0	1,61	0	90,78
25	1	0	0	–1,61	0	52,57

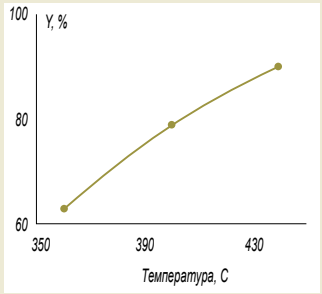
БТШ фракциясының гидрогенизациялау үрдісі тәуелді факторлар ретінде келесі факторлар таңдалды: z_1 – процесс температурасы, °С; z_2 – гидрогенизация процесінің ұзақтығы, мин; z_3 – БТШ фракциясына қосылған катализатордың саны,%; z_4 – сутегі, МПа бастапқы қысым. Зерттеудің мақсаты осы процестің параметрлік сезімталдығын талдау болды, сондықтан регрессиялық теңдеулер коэффициенттері арасындағы барлық ковариация нөлге тең болуын қамтамасыз ететін тәжірибелік жоспар ретінде екінші деңгейлі ортогональді жоспар таңдалды. Жоспар орталығының координаттары, вариация аралықтары және зерттеулердің деңгейі 1-кестеде көрсетілген.

Эксперименттің матрицасының ортогональды жоспары 2-кестеде келтірілген. БТШ фракциясының экспериментінің гидрогенизациялау матрицасының жоспары бойынша

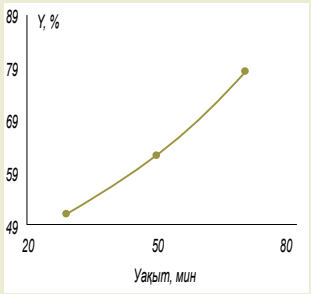
у – сұйық өнімдерді алу дәрежесі, %. Жоспардың параметрлері: k – 4; n_0 – 3; α – 1,61; деңгейдің саны N-27.

Жоспарлы матрицаның ортогоналдылығына байланысты, барлық регрессиялық коэффициенттер мына формуланы пайдаланып бір-біріне тәуелсіз анықталады:

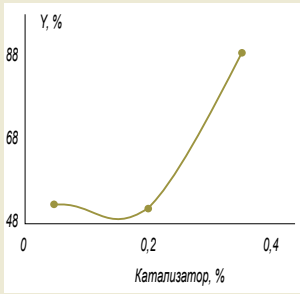
$$b_j = \frac{\sum_{i=1}^{N} x_{ij} y_i}{\sum_{i=1}^{N} x_{ij}^2} \qquad (2)$$



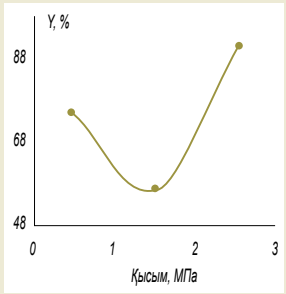
Сурет 1 – **Температураның БТШ фракциясының гидрогенизация дәрежесіне әсері**



Сурет 2 – **БТШ фракциясының гидрогенизация дәрежесіне әсер ету ұзақтығының әсері**



Сурет 3 – **Катализатордың құрамын БТШ фракциясының гидрогенизация дәрежесіне әсері**



Сурет 4 – **БТШ фракциясының гидрогенизация дәрежесіне сутегі қысымының әсері**

Тәжірибелердің нәтижелері бойынша регрессия коэффициенттері және олардың қателіктері есептелді:

$b_0 = 75{,}02$ $b_1 = 2{,}05$ $b_2 = 4{,}07$
$b_3 = -4{,}14$ $b_4 = -1{,}65$ $b_{11} = 47{,}86$
$b_{12} = -3{,}15$ $b_{13} = -5{,}05$ $b_{14} = 2{,}12$
$b_{21} = -3{,}15$ $b_{22} = 43{,}79$ $b_{23} = -2{,}19$
$b_{24} = -2{,}84$ $b_{31} = -0{,}18$ $b_{32} = -2{,}2$
$b_{33} = 45{,}82$ $b_{34} = 3{,}01$ $b_{41} = 2{,}12$
$b_{42} = -2{,}84$ $b_{43} = 3{,}01$ $b_{44} = 43$

Регрессия теңдеулерінің коэффициенттерінің мәні Стьюденттің өлшемі бойынша формулаға сәйкес бағаланады:

$$t_j = |b_j| / s_{bj}, \quad (3)$$

мұнда b_j – регрессиялық теңдеудің j-коэффициенті; s_{bj} – j-ші коэфициентінің стандартты ауытқуы.

$t_0 = 167{,}66$ $t_1 = 4{,}58$ $t_2 = 9{,}09$
$t_3 = -9{,}25$ $t_4 = -3{,}66$ $t_{11} = 106{,}96$
$t_{12} = -7{,}04$ $t_{13} = -11{,}29$ $t_{14} = 4{,}74$
$t_{21} = -7{,}04$ $t_{22} = 97{,}86$ $t_{23} = -4{,}89$
$t_{24} = -6{,}35$ $t_{31} = -4{,}04$ $t_{32} = -4{,}92$
$t_{33} = 102{,}4$ $t_{34} = 6{,}73$ $t_{41} = 4{,}74$
$t_{42} = -6{,}35$ $t_{43} = 6{,}73$ $t_{44} = 96{,}1$
$t_{1234} = -0{,}02$

Маңызды теңдеу үшін студенттің критерийінің кестелік мәні p = 0,05 және еркіндік дәрежесі $f = n_0 - 1 = 2$; $t_p(f) = 4{,}3$.

Осылайша, коэффициенттер b_3, b_4, b_{12}, b_{13}, b_{21}, b_{23}, b_{24}, b_{31}, b_{32}, b_{42}, b_{1234} маңызды емес және регрессиялық теңдеуден шығарылуы керек. Елеулі емес коэффициенттерді жойған соң, регрессиялық теңдеу төмендегідей:

$$\hat{y} = 75{,}02 + 2{,}05x_1 + 4{,}07x_2 + 2{,}12x_1x_4 + \\ + 3{,}01x_3x_4 + 2{,}12x_4x_1 + 3{,}01x_4x_3 \quad (4)$$

Регрессия коэффициенттерінің маңыздылығын және теңдеудің жеткіліктілігін тексеру үшін қосымша параллель эксперименттер жасалды. Репродукцияның дисперсиясы жоспардың орталығында үш эксперименттен құралады:

$$s^2_{воспр} = \frac{\sum_{u=1}^{3}\left(y_u^o - \overline{y^o}\right)^2}{2} = 4{,}20, \qquad s_{воспр} = 0{,}25; \quad (5)$$

$$\overline{y^o} = \frac{\sum_{u=1}^{3} y_u^o}{3} = 81{,}33, \quad (6)$$

мұнда $y_1 = 79{,}8$ %; $y_2 = 81$ %; $y_3 = 83{,}2$ %; $y_u = 244$ %.

Фишер критерийі бойынша теңдеулердің жеткіліктілігін тексеру:

$$F = s^2_{ост} / s^2_{воспр}; \quad (7)$$

$$s^2_{ост} = \frac{\sum_{i=1}^{27}\left(y_i - \hat{y}_i\right)^2}{N - l} = 27{,}56; \quad (8)$$

$$s^2_{воспр} = 2{,}05. \quad (9)$$

БТШ фракциясының гидрогенизация процесіне түрлі факторлардың әсері (процестің температурасы, гидрлеу процесінің ұзақтығы, БТШ фракциясына қосылатын катализатордың саны және бастапқы сутектік қысым) 1-4 суретте келтірілген.

Алынған теңдеулер $F_{есеп} = 6{,}55$ тәжірибесіне сәйкес келеді. $f_1 = 24$, $f_2 = 2$ мәндеріне арналған Фишер өлшемінің $F_{кесте} = 19{,}45$ таблицасының мәні. Демек, алынған регрессиялық теңдеу экспериментті тиісті түрде сипаттайды.

Регрессиялық теңдеулерді пайдалана отырып, процестің параметрлік сезімталдығын талдау 1-4 суретте көрсетілген. Жоспардың орталығына есептеулер жасалады. Қосымша катализатордың температурасы, ұзақтығы және құрамы артқан сайын БТШ фракциясының гидрогенизациясының дәрежесі өседі (1-4 сурет).

Осылайша, бірқатар факторлар белгіленді және БТШ фракциясының гидрогенизация процесіне Fe_2O_3/CaA қатысуымен 180 °С оңтайлы жағдайлар табылды. Гидрогенизация процесінің оңтайлы шарттары: T = 420 ºС, τ = 60 мин, қоспа катализаторының мөлшері 0,5-5 % және бастапқы сутектің қысымы 3 МПа.

Әдебиет

1 Bogzhanova Zh. K., Dyusekenov A. M., Baikenov M. I., Rapikov A. R., Akhmetkarimova Zh. S., Muldakhmetov Zh. H. The factors influencing hydrogenation of a primary coal tar // Bulletin of the Karaganda university. Chemistry series. – 2016. № 1. – P. 40-44

2 Боғжанова Ж. Қ., Молдахметов З. М, Ахметкәрімова Ж. С., Мейрамов М. Г., Байкенов М. И., Дюсекенов А. М. Әр түрлі факторлардың біріншілік тас көмір шайырының гидрогенизация үрдісіне әсері // Известия НАН РК. – 2017. – № 2 – С. 103-109

3 Ахметкәрімова Ж. С., Молдахметов З. М, Ордабаева А. Т., Байкенов М. И., Боғжанова Ж. Қ., Ескендиров Т. Р. Антрацен және бензотиофен полиароматикалық қоспаның тепе-тең кинетикалық анализі // Известия НАН РК. – 2016. – № 5 – С. 79-84

4 Мусина Г. Н., Жаксыбаева Г. Ш., Ахметкаримова Ж. С. Утилизация нефтепродуктов: теория и практика. – Волгоград: Изд-во Волгоградского института управления – филиал РАНХиГС, 2018. – 120 с.

С. Ефремова
А. Кабланбеков
К. Анарбеков
Л. Бунчук
Ю. Сухарников
Л. Кушакова
А. Терликбаева
А. Жарменов

АКТИВНОСТЬ УГЛЕРОДНОГО СОРБЕНТА НА ОСНОВЕ СПЕЦКОКСА ПРИ ИЗВЛЕЧЕНИИ ЗОЛОТА

• На основе мелочи спецкокса синтезирован углеродный сорбент типа УСК-H_2O. Изучена сорбционная активность нового сорбента в отношении ионов золота на примере продуктивных растворов в статических и динамических условиях. Показана высокая перспектива его использования в технологии сорбционного извлечения золота.

• Арнайы кокстың ұсақ бөлшектерінің негізінде УСК-H_2O типті көміртекті сорбент синтезделді. Статикалық және динамикалық жағдайда өнімді ерітінділер мысалында алтын иондарына қатысты жаңа сорбенттің сорбциялық белсенділігі зерттелді. Алтынды сорбциялық алу технологиясында оны пайдалану келешегінің жоғары екендігі көрсетілген.

• Carbon sorbent based on the special coke fines and called CSC-H_2O has been produced. An adsorption activity of the new sorbent toward gold ions in the process of gold ions removal from the manufacturing solution under static and dynamic conditions was studied. The high prospect of this sorbent use in the sorption technology for the gold extraction is shown.

Среди большого разнообразия сорбентов активные угли отличаются универсальностью, поскольку достаточно хорошо работают в отношении адсорбтивов различной природы [1, 2]. В числе сырьевых источников для их получения используют различные виды прекурсоров растительного происхождения, включая древесные и сельскохозяйственные отходы [1-3], а также каменноугольное сырье, отходы сжигания твердого топлива, отходы угледобычи, коксовую крошку, активированный кокс [4, 5].

Высокая селективность активных углей по отношению к золотоцианистому комплексу при извлечении золота из поликомпонентных растворов [6] обеспечивает неослабевающий интерес ученых и производственников к их применению в технологиях «уголь в пульпе» или «кучное выщелачивание» [7]. В этой связи не теряет своей актуальности задача производства качественных углеродных сорбентов при снижении их себестоимости [8]. Ранее [9] было показано, что потенциальным сырьем для получения активных углей может выступать мелочь (крупностью 0-5 мм) спецкокса, производимого в филиале РГП «НЦ КПМС РК» Центр металлургии для использования в качестве восстановителя в металлургических процессах. Целью настоящей работы явилось изучение сорбционной активности углеродного сорбента на основе мелочи спецкокса при извлечении золота из продуктивных растворов.

Для проведения экспериментов наработана опытная партия углеродного сорбента типа УСК-H_2O по технологии [10], включающей разделение мелочи спецкокса на углеродную и минеральную части методом отмучивания в воде с последующей активацией перегретым водяным паром:

– в одну стадию и охлаждением в течение 30 минут в потоке водяного пара (УСК-H_2O-1);

– в два этапа, выполненных последовательно (УСК-H_2O-2).

По данным растровой электронной микроскопии, выполненной с использованием энергодисперсионного спектрометра INCA ENERGY (Oxford Instruments, England), установленного на электронно-зондовый микроанализатор (Superprobe 733), полученные образцы характеризуются развитой пористой структурой *(рис. 1)* и обладают практически одинаковой активностью по йоду ($A_{й}$, %: УСК-H_2O-1 – 44,5; УСК-H_2O-2 - 38), являющейся показателем удельной поверхности, значения которой находятся в пределе 450-550 м^2/г.

Изучение адсорбции золота новыми сорбентами выполняли в статических и динамических условиях. Сорбцию в статике проводили при комнатной температуре, варьируя время контакта (30, 60, 90 минут) и соотношение количества сорбент : раствор (m (г) : V (см^3) = 0,2 : 20; 0,3 : 20; 0,4 : 20) с использованием продуктивного золотосодержащего щелочно-цианистого раствора следующего состава, мг/дм^3: Au – 17,9; Cu – 112; Zn – 34; Ag – 2.

Кинетические кривые адсорбции ионов золота опытными образцами сорбентов при m : V = 0,2 : 20, представленные на рисунке 2, по внешнему виду практически не отличаясь друг от друга, указывают на рост сорбционной емкости сорбентов с увеличением времени экспозиции от 30 до 90 минут. Сорбент УСК-H_2O-1, проявляющий большую активность по йоду, характеризуется и более высокой величиной сорбционной емкости по золоту. Сорбционное равновесие на изучаемых образцах наступает в среднем в течение 60 минут. Анализ динамики изменения степени извлечения ионов золота на примере сорбента УСК-H_2O-2 из продуктивного раствора при разных условиях *(рис. 3)* показывает, что с увеличением массы сорбента (от 0,2 до 0,4 грамма), приходящейся на один и тот же объем золотосодержащего раствора, степень извлечения благородного металла возрастает в пределе от 70 до 90 %.

Изотермы адсорбции ионов золота из продуктивных растворов с содержанием золота 2,12; 4,23; 6,25; 8,3; 10,17; 17,9 мг/дм^3, приготовленных путем разбавления наиболее высококонцентрированного раствора (17,9 мг/дм^3) с поддержанием pH на уровне 11, углеродным сорбентом УСК-H_2O-2 имеют характерный вид *(рис. 4)*. Величина адсорбции закономерно увеличивается с повышением равновесной концентрации адсорбтива. Причем при большем соотношении сорбент : раствор (m : V = 0,4 : 20) наблюдается более крутой подъем изотермы. Наиболее равномерно и в то же время существенно величина адсорбции растет при соотношении m : V = 0,2 : 20 независимо от времени взаимодействия сорбента с раствором. Данный факт указывает на необходимость определения оптимального соотношения сорбент : раствор, поскольку чем больше масса сорбента по отношению к единице объема раствора, тем, соответственно, большее количество адсорбтива поглощается сорбентом. Однако при этом сорбент проявляет низкую сорбционную емкость. Так, в рассматриваемом случае равновесная концентрация при извлечении золота сорбентом УСК-H_2O-2 из раствора с исходной концентрацией 17,9 мг/дм^3 в течение 60 минут достигла значения 2 мг/дм^3 при соотношении m : V = 0,4 : 20, величина адсорбции составила 0,8 мг/г. При сокращении массы используемого сорбента в 2 раза (m : V = 0,2 : 20) значение равновесной концентрации установилось на уровне 5,5 мг/дм^3, а величина адсорбции превысила 1,2 мг/г.

Для количественного описания равновесия сорбции ионов золота на поверхности углеродного сорбента УСК-H_2O-2 при извлечении из продуктивных растворов применяли модели изотерм Ленгмюра и Фрейндлиха. Соответствующие изотермы построены по результатам сорбционного извлечения ионов золота из продуктивных растворов с содержанием золота ~2, ~4, ~6, ~8, ~10, 18 мг/дм^3 при постоянной температуре в течение 60 минут при соотношении сорбент : раствор = 0,2 : 20, выбранном в качестве

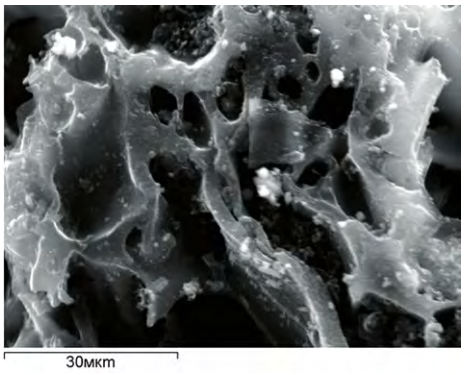


Рис. 1 – **Микрофотография сорбента УСК-H_2O после извлечения золота**

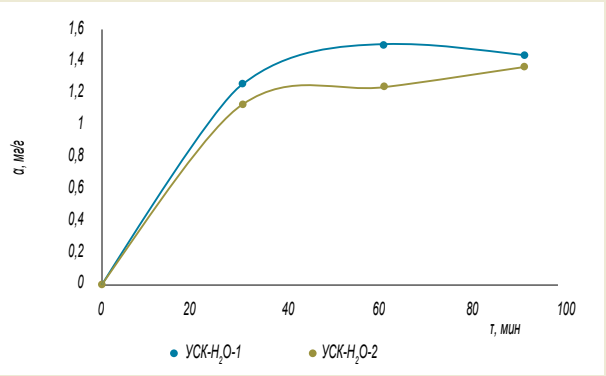


Рис. 2 – **Кинетические кривые извлечения ионов золота из продуктивного раствора (c_{Au} = 17,9 мг/дм³) сорбентами типа УСК-H_2O**

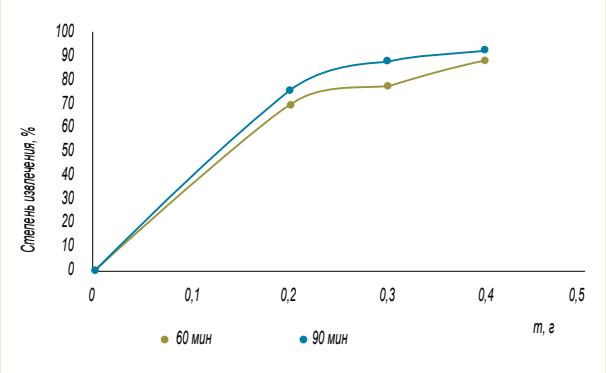


Рис. 3 – **Извлечение ионов золота сорбентом УСК-H_2O-2 из продуктивного раствора (c_{Au} = 17,9 мг/дм³) в статических условиях**

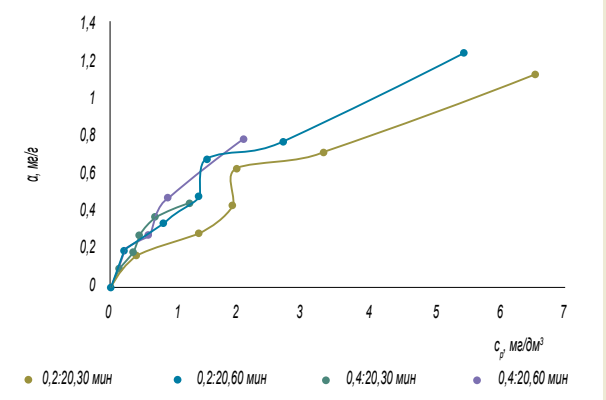


Рис. 4 – **Изотермы адсорбции ионов золота сорбентом УСК-H_2O-2**

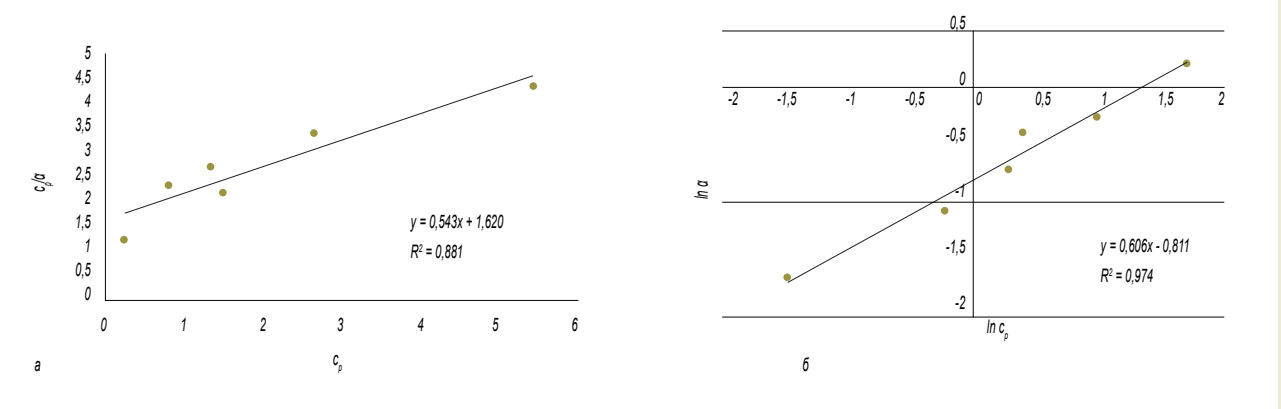
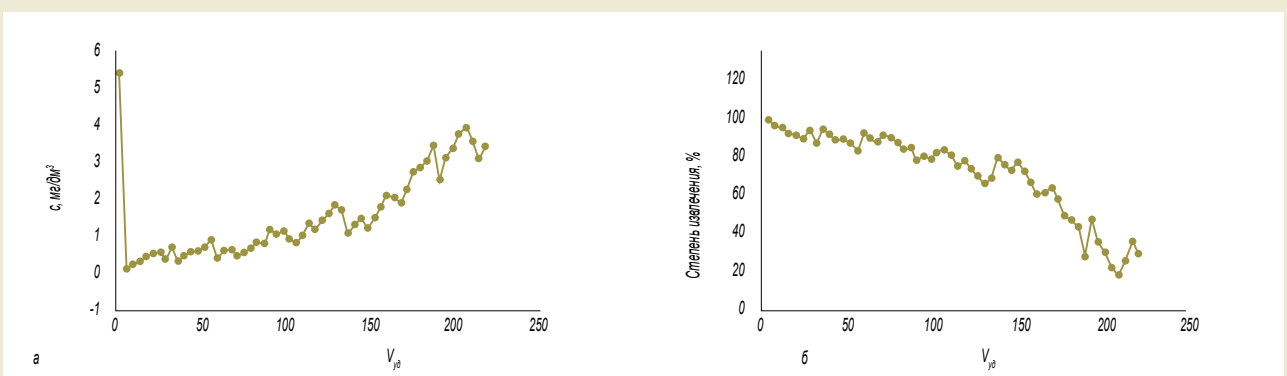


Рис. 5 – **Изотермы Ленгмюра (а) и Фрейндлиха (б) адсорбции ионов золота сорбентом УСК-H_2O-2**

наиболее оптимального *(рис. 5)*. По изотермам рассчитаны константы уравнений Ленгмюра (a_m и K_L) и Фрейндлиха (K_F и 1/n), представленные в таблице. Принимая во внимание значения данных показателей, можно говорить, что сорбция ионов золота углеродным сорбентом из мелочи спецкокса УСК-H_2O-2 из продуктивных растворов протекает благоприятно. Обе модели показывают хорошее соответствие расчетной величины экспериментальным данным адсорбции золота в пределе концентраций от 2 до 18 мг/дм³ тестируемым сорбентом.

Эксперименты по извлечению золота из продуктивного раствора в динамических условиях осуществляли в сорбционной колонке диаметром 17 мм и высотой 123 мм, заполненной углеродным сорбентом УСК-H_2O-1 фракцией –5 + 2 мм, массой 6 граммов, объемом 25,8 см³. Продуктивный раствор с концентрацией ионов золота 5,31 мг/дм³ (pH 11) непрерывно подавали в колонку снизу верх со скоростью 100 см³/час. Фильтраты после сорбции анализировали на атомно-адсорбционном спектрометре Agilent Technologies 240 FSAA.

На рисунке 6а продемонстрирована выходная кривая сорбции, из хода которой следует, что ионы золота сорбентом УСК-H_2O-1 полностью (98 %) поглощаются из первых 4 удельных объемов пропущенного раствора (за удельный объем принято отношение объема пропущенного продуктивного золотосодержащего раствора к объему сорбента). Полного насыщения сорбента



а – выходная кривая сорбции ионов золота; б – динамика изменения степени извлечения ионов золота

Рис. 6 – **Сорбция ионов золота из продуктивного раствора (c_{Au} = 5,31 мг/дм³) сорбентом УСК-H_2O-1 в динамических условиях**

Параметры изотерм Ленгмюра и Фрейндлиха адсорбции ионов золота адсорбентом УСК-H_2O-2

Параметры изотерм Ленгмюра		Параметры изотерм Фрейндлиха	
наименование	значение	наименование	значение
a_m	3,2712	n	2,0505
K_L	0,1911	K_F	2,2255

в рамках проводимого эксперимента не достигнуто даже при пропускании 217 удельных объемов. Однако степень извлечения после пропускания 200 удельных объемов из каждой последующей порции пропускаемого раствора сократилась в среднем до 26 % *(рис. 6б)*, поэтому дальнейшее проведение эксперимента не представлялось целесообразным. В целом степень извлечения ионов золота составила 72,3 %.

Полученные результаты использовали для определения динамической и полной динамической обменной емкости. Динамическую обменную емкость (ДОЕ) в г/м³ до появления ионов продуктивного раствора в фильтрате вычисляли по формуле:

$$ДОЕ = (V_ф \cdot c \cdot 1000) / V_c,$$

где $V_ф$ – общий объем фильтрата, прошедший через слой сорбента до появления ионов продуктивного раствора, см³; с – концентрация продуктивного раствора, г/дм³; V_c – объем сорбента, см³.

ДОЕ составила 20,8 г золота на 1 м³ углеродного сорбента, или 0,09 мг/г.

Полную динамическую обменную емкость (ПДОЕ) в г/м³ вычисляли по формуле:

$$ПДОЕ = [(V_ф \cdot c - \sum V_п \cdot c_п) \cdot 1000] / V_c,$$

где $V_ф$ – общий объем фильтрата, прошедший через слой сорбента до уравнивания концентраций фильтрата и продуктивного раствора, см³; с – концентрация продуктивного раствора, г/дм³; $V_п$ – объем порции фильтрата после появления ионов продуктивного раствора (проскока), см³; $c_п$ – концентрация раствора в порции фильтрата после появления ионов продуктивного раствора (проскока), г/дм³; V_c – объем сорбента, см³.

ПДОЕ составила 1131,9 г золота на 1 м³ углеродного сорбента, или 3,5 мг/г.

Таким образом, изучена сорбционная активность полученных из мелочи спецкокса углеродных сорбентов типа УСК-H_2O при извлечении ионов золота из продуктивных растворов в статических и динамических условиях. Моделями изотерм Ленгмюра и Фрейндлиха показано, что сорбция ионов золота новым углеродным сорбентом протекает благоприятно. Оптимальными условиями сорбции в статических условиях определено: время контакта сорбент : раствор = 60 минут, соотношение масса сорбента (г): объем раствора (см³) = 0,2 : 20. Рассчитаны динамическая (ДОЕ = 0,09 мг/г) и полная динамическая (ПДОЕ = 3,5 мг/г) обменная емкость сорбента. Полученные данные свидетельствуют о высокой перспективе использования синтезированного на основе мелочи спецкокса углеродного сорбента в технологии сорбционного извлечения золота. Однако окончательный вывод можно будет сделать только после изучения процесса десорбции благородного металла и оценки возможности регенерации и повторного использования сорбента в изучаемом технологическом процессе, определяющих экономический аспект его производства и применения на практике.

Работа выполнена в рамках программы 0066/ПЦФ-ОТ-18 по договору с МИИР РК.

Литература

1. Mohd Adib Yahyaa, Al-Qodahb, Z., Zanariah Ngaha, C.W.: Agricultural Bio-waste Materials as Potential Sustainable Precursors Used for Activated Carbon Production: A Review. Renewable and Sustainable Energy Reviews. – 2015. – 46. – P. 218-235.

2. Chen, Yu., Zhu, Ya., Wang, Z., Li, Yi., Wang, L., Gao, X., Ma, Yu., Guo, Yu. Application Studies of Activated Carbon Derived from Rice Husks Produced by Chemical-Thermal Process. Advances in Colloid and Interface Science. – 2011. – 163. - P. 39-52.

3. Pushpendra Kumar Sharma, Sohail Ayub, Chandra Nath Tripathi. Agro and Horticultural Wastes as Low Cost Adsorbents for Removal of Heavy Metals from Wastewater. Int. Ref. J. Eng. and Sci. – 2013. - Vol. 2. 8. – P. 18-27.

4. Ahmadpour, A., Do, D.D. The Preparation of Active Carbons from Coal by Chemical and Physical Activation / Carbon. – 1996. - Vol. 34. 4. – P. 471-479.

5. Chen Zhang, Zuliang Chen, Jianfeng Li, Yimin Guo, Fangqin Cheng: Removal of Recalcitrant Organic Pollutants from Bio-treated Coking Wastewater Using Coal-based Carbonaceous Materials. Desalination and Water Treatment. – 2017. – 88. – P. 75-84.

6. Алтынбек Ш.Ч., Каналы Е.С., Мамбетжанова А.М., Болотова Л.С. Исследование сорбционных характеристик по золоту порошкового активированного угля Шубарколь Комир // Устойчивое индустриально-инновационное развитие: тренды и технологии: Мат-лы конф. – 2016. – С. 126-129.

7. Фомкин А.А., Цивадзе А.Ю., Школин А.В., Мухин В.М., Дударев В.И. Углеродные адсорбенты в технологии цианистого извлечения золота // Физикохимия поверхности и защита материалов. – 2014. – Т. 50. - № 6. – С. 563-567.

8. Şahin Ö., Saka C. Preparation and characterization of activated carbon from acorn shell by physical activation with H2O-CO2 in two-step pretreatment // Bioresource Technology. - 2013. - 136. - P. 163-168.

9. Yefremova S., Kablanbekov A., Anarbekov K., Bunchuk L., Terlikbayeva A., Zharmenov A. Coke-Based Carbon Adsorbent // Proceedings of the 18th Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production. SWEMP 2018-Selected works. Springer Nature Switzerland AG, 2019. P. 217-224.

10. Заявка на изобретение РК № 2018/0742.1 от 15.10.2018. Способ получения углеродного сорбента на основе спецкокса для извлечения редких и благородных металлов / Жарменов А.А., Терликбаева А.Ж., Ефремова С.В., Бунчук Л.В., Кабланбеков А.А., Анарбеков К.К.

Б. Ермагамбет
Б. Касенов
М. Казанкапова
Н. Нургалиев
Ж. Касенова
Е. Куанышбеков
А. Женисова
А. Наурызбаева

ПОРИСТО-УГЛЕРОДНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И ИХ ПРИМЕНЕНИЕ В ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ ЕМКОСТНЫХ УСТРОЙСТВАХ

• Проведен химический анализ пористо-углеродных материалов (ПУМ) на основе угля Сарыадырского месторождения (Казахстан). Пористо-углеродный материал получен методом карбонизации и активации в средах аргона и водяного пара. Определены электрофизические характеристики полукокса путем измерения электросопротивления (R), электроемкости (C) и диэлектрической проницаемости (ε) образцов в интервале температур 293-483 К. На основании полученных данных расчитаны ширина запрещенной зоны (ΔE) образцов.

• Сарыадыр кен орнының (Қазақстан) көмірі негізінде кеуекті-көміртекті материалдарға (ПУМ) химиялық талдау жүргізілді. Кеуекті-көміртекті материал карбонизациялау және аргон мен су буының ортасында активтендіру әдісімен алынды. Алынған мәліметтер негізінде үлгілердің тыйым салынған аймағының (ΔE) ені есептелді.

• Conducted chemical analysis of the porous carbon materials (PCM) based on coal of Saryadyr Deposit (Kazakhstan). The porous carbon material is obtained by carbonation and activation in argon and water vapor media. The electrophysical characteristics of the half-box were determined by measuring the electrical resistance (R), electrical capacity (C) and dielectric permeability (ε) of the samples in the temperature range of 483 K. on the basis of the data obtained, the band gap (ΔE) of the samples was 293 calculated.

Развитие новых технологий и обеспечение устойчивого уровня потребления в условиях истощения сырьевых энергетических ресурсов требует разработки новых систем и устройств автономного электроснабжения, широко используемых в качестве вспомогательных и резервных элементов в энергетике, в системах питания для транспорта, связи, в портативных электронных приборах, бытовой и специальной технике. Большинство этих систем и устройств относится к электрохимической энергетике, активно развивающейся области современной науки, тесно связанной с химическими технологиями [1].

Перспективными устройствами накопления и хранения электрической энергии, сочетающими как высокую энергоемкость и относительно высокую выходную мощность, являются суперконденсаторы (СК) и системы емкостной деионизации, способные обратимо аккумулировать заряд на поверхности электродного материала [2].

Электрофизические свойства являются основным показателем пористо-углеродных материалов, используемых при электротермических процессах, а также для изготовления из них сверхпроводниковых материалов, конденсаторов и топливных элементов.

Целью данной работы является исследование электрофизических свойств пористо-углеродных материалов ПУМ из угля месторождения «Сарыадыр» (пласты «Пятиметровый», «Спутник», «Надежный»). Уголь относится к высокозольным, марки газовый «Г».

Образцы пористо-углеродных материалов были получены в ТОО «Институт химии угля и технологии» (г. Астана) методом карбонизации и активации в трубчатой печи, в интервале температур 250-800 °С при скорости нагрева 5°С/мин и с выдержкой при 800 °С в течение 1 часа.

Исследование элементного состава пористо-углеродных материалов проводили методом энергодисперсионной рентгеновской спектроскопии на приборе SEM (Quanta 3D 200i) с приставкой для энергодисперсионного анализа от EDAX. Энергия возбуждающего пучка электронов при анализе была 15 кэВ. Влажность, зольность и летучесть пористо-углеродных материалов определяли на термогравиметрическом анализаторе Thermoster Eltra (согласно ASTM D7582-12).

Адсорбционные характеристики пористо-углеродных материалов (удельная площадь поверхности, удельный объем пор по предельному заполнению) изучали методом Брунауэра-Эммета-Теллера (БЭТ). Измерения проводили на приборе КАТАКОН Sorbtometer M. Результаты элементного анализа и физико-химические характеристики пористо-углеродных материалов представлены в таблице 1.

На рисунке 1 приведены микроснимки пористо-углеродных материалов (при увеличении в × 1000, × 5000 и ×50 000 раз).

Результаты анализа микроснимков пористо-углеродных материалов «Пятиметровый» показывают, что после термической обработки поверхностная структура изменяется с меньшими размерами частиц углерода с диаметром от ~500 нм до ~2,5 мкм, это может быть связано с тем, что в результате карбонизации и активации образующие реакционно-способные радикалы взаимодействуют между собой с образованием новых веществ. Наиболее вероятной причиной появления нано- и микрочастиц на поверхностном слое является синтез из газовой фазы. Зарождение и рост упорядоченного углерода при полукоксовании угля может происходить путем самоорганизации углеродных наночастиц без участия мезофазы, однако для внесения ясности в этот вопрос требуется проведение дополнительных исследований. Как известно, в результате карбонизации и активации из сырья выделяются летучие (влага и частично смолы) вещества. Одновременно в нем образуются первичные макропористые структуры диаметром от 10 до 50 мкм *(рис. 1а)*.

В продуктах пористо-углеродных материалов на основе угля пласта «Спутник» кристаллиты расположены нерегулярно, промежутки между ними заполнены аморфным углеродом, который образуется при разложении смолистых веществ.

При анализе морфологии поверхности пористо-углеродных материалов на основе угля пласта «Надежный» установлено, что поверхность скола представлена неоднородностью структуры и имеет плотные образования с прочными агломератами. Несмотря на наличие повышенного содержания

Таблица 1

Химический состав и физико-химические характеристики пористо-углеродных материалов

Показатели	Содержание		
	пласт «Пятиметровый»	пласт «Спутник»	пласт «Надежный»
Влажность W^a, %	0,62	0,26	0,76
Зольность A^d, %	27,14	53,34	40,93
Летучесть V^d, %	4,05	5,11	6,71
Содержание серы S, %	0,21	–	–
Содержание углерода C, %	88,6	59,98	61,11
Содержание кислорода O, %	8,22	22,62	21,17
Содержание алюминия Al, %	0,22	3,73	8,05
Содержание кремния Si, %	1,43	13,67	9,24
Содержание калия K, %	0,43	–	–
Насыптная плотность r, г/л	561,2	602,8	648,2
Суммарный объем пор по воде, $см^3/г$	0,83	0,41	0,38
Адсорбционная активность по метилоранжу, мг/г	26,15	20,05	22,35
pH водной вытяжки	6,23	5,88	6,91
Удельная поверхность, $м^2/г$	148,528	148,847	294,436
Удельный объем пор, $см^3/г$	0,064	0,064	0,126

Таблица 2

Электрофизические свойства пористо-углеродных материалов «Сарыадыр» (пласты «Пятиметровый», «Спутник», «Надежный») (R – электросопротивление, ε – диэлектрическая проницаемость)

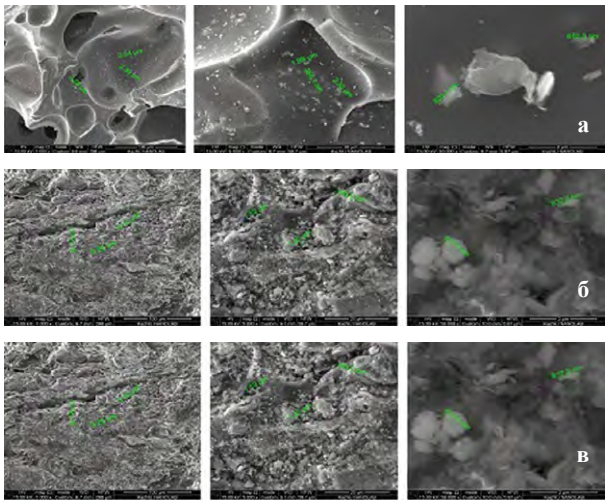
T, K	Пласт «Пятиметровый»			Пласт «Спутник»			Пласт «Надежный»		
	e	lg e	lg R	e	lg e	lg R	e	lg e	lg R
293	806066285<	8,91<	2,57	844832128	8,93	3,13	65515996	7,82	3,75
303	806066285<	8,91<	2,56	812341574	8,91	3,13	38272554	7,58	3,83
313	806066285<	8,91<	2,54	731046097	8,86	3,11	25286120	7,4	3,78
323	806066285<	8,91<	2,51	674718774	8,83	3,09	17741265	7,25	3,98
333	779006369	8,89	2,88	739544424	8,87	3,08	11698082	7,07	4,06
343	806066285<	8,91<	2,69	858926914	8,93	3,07	5561899	6,75	4,17
353	806066285<	8,91<	2,5	863642449<	8,94<	3,06	7710555	6,89	4,06
363	806066285<	8,91<	2,41	863642449<	8,94<	3,04	10158048	7,01	3,96
373	806066285<	8,91<	2,39	863642449<	8,94<	3,03	15055094	7,18	3,9
383	806066285<	8,91<	2,36	853114542	8,93	3	24080104	7,38	3,82
393	806066285<	8,91<	2,33	863642449 <	8,94<	2,98	31257260	7,49	3,78
403	806066285<	8,91<	2,3	753112383	8,88	2,99	47516499	7,68	3,71
413	806066285<	8,91<	2,27	813878873	8,91	2,96	62300263	7,79	3,65
423	806066285<	8,91<	2,22	863642449<	8,94<	2,92	83275037	7,92	3,59
433	806066285<	8,91<	2,36	863642449<	8,94<	2,92	173146209	8,24	3,44
443	806066285<	8,91<	2,32	863642449<	8,94<	2,85	304947281	8,48	3,37
453	806066285<	8,91<	2,28	863642449<	8,94<	2,83	509951420	8,71	3,23
463	806066285<	8,91<	2,24	863642449<	8,94<	2,74	889767174	8,95	3,01
473	806066285<	8,91<	2,2	863642449<	8,94<	2,65	935612653<	8,97<	2,9
483	806066285<	8,91<	2,13	863642449<	8,94<	2,54	935612653<	8,97<	2,81

минеральной составляющей, структура характеризуется хлопьевидными включениями в углеродной матрице.

Измерения электрофизических свойств проводились согласно методикам [16, 17].

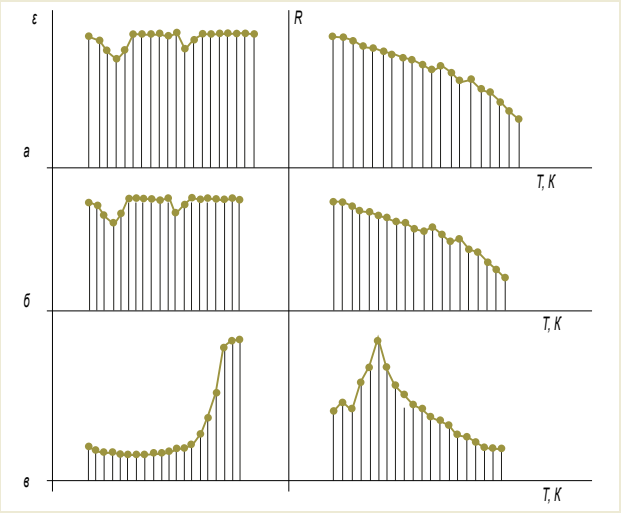
Исследование электрофизических свойств (диэлектрической проницаемости и электрического сопротивления) проводилось путем измерения электроемкости образцов на серийном приборе LCR-800 (Taiwan) при рабочей частоте 1 кГц непрерывно в сухом воздухе в термостатном режиме со временем выдержки при каждой фиксированной температуре.

Предварительно изготавливались плоскопараллельные образцы в виде дисков диаметром 10 мм и толщиной 5-6 мм



а – «Пятиметровый»; б – «Спутник»; в – «Надежный»

Рис. 1 – **Электронно-микроскопические снимки пористо-углеродных материалов на основе Сарыадырского угля**



а – «Пятиметровый»; б – «Спутник»; в – «Надежный»

Рис. 2 – **Температурная зависимость пористо-углеродных материалов из угля месторождения «Сарыадыр» в интервале 293-483 К**

со связующей добавкой (~1,5 %). Прессование проводилось под давлением 20 кг/см^2. Полученные диски обжигались в силитовой печи при 200 ºС в течение 6 часов. Далее проводилось их тщательное двухстороннее шлифование.

Диэлектрическая проницаемость определялась из электроемкости образца при известных значениях толщины образца и площади поверхности электродов. Для получения зависимости между электрической индукцией D и напряженностью электрического поля E использована схема Сойера-Тауэра. Визуальное наблюдение D (E-петли гистерезиса) проводилось на осциллографе С1-83 с делителем напряжения, состоящим из сопротивления 6 мОм и 700 кОм, и эталонным конденсатором 0,15 мкФ. Частота генератора 300 Гц. Во всех температурных исследованиях образцы помещались в печь, температура измерялась хромель-алюмелевой термопарой, подключенной к вольтметру В2-34 с погрешностью ±0,1 мВ. Скорость изменения температуры ~5 К/мин. Величина диэлектрической проницаемости при каждой температуре определялась по формуле: $\varepsilon = C / C_0$, где C_0 – емкость конденсатора без исследуемого вещества (воздушного).

Ниже приведены результаты измерений электрофизических характеристик пористо-углеродных материалов из угля месторождения «Сарыадыр».

В результате исследований обнаружено, что пористо-углеродный материал (ПУМ) на основе угля месторождения «Сарыадыр», пласт «Пятиметровый», относится к узкозонным полупроводникам, которые имеют колоссальные значения диэлектрической проницаемости уже при 293 К ($8{,}06 \cdot 10^8$), практически это величина до 483 К ($8{,}06 \cdot 10^8$), который превышает эталонного $BaTiO_3$ примерно в 402 тысячи раз. Реальные значения е больше этой величины, так как разрешающая способность прибора не позволяет измерить е выше миллиарда. 333 К – переход: металлический ® полупроводник. Ширины запрещенной зоны составил DE (323-333 К) = 1,3 эВ; DE (333-483 К) = 0,6 эВ.

Пористо-углеродные материалы на основе угля пласта «Спутник» относятся к полупроводникам, также имеют колоссальные значения ε $8{,}45 \cdot 10^8$ при 293 К, $8{,}64 \cdot 10^8$ при 353-393 К и $8{,}64 \cdot 10^8$ при 423-483 К. 403 К – переход: металлический ® полупроводник. Ширины запрещенной зоны составил DE (293-483 К) = 0,4 эВ. Диэлектрическая проницаемость (ε) пористо-углеродных материалов месторождения «Спутник» больше, чем ε эталона $BaTiO_3$ в 444 тысячи раз.

Пористо-углеродные материалы на основе угля «Надежный» относятся к узкозонным полупроводникам, которые имеют значения диэлектрической проницаемости $6{,}6 \cdot 10^7$ при 293 К и $9{,}36 \cdot 10^8$ при 483 К. 343 К – переход: металлический ® полупроводник. Ширины запрещенной зоны составил D E(343-483 К) = 0,7 эВ. Диэлектрическая проницаемость (ε) пористо-углеродных материалов пласта «Надежный» больше, чем ε эталона $BaTiO_3$ в 485 тысяч раз.

Зависимость электросопротивления и диэлектрической проницаемости от температуры пористо-углеродных материалов представлены на рисунке 2.

Образцы пористо-углеродных материалов представляют интерес, как полупроводники, а также в качестве перспективного микроконденсаторного материала.

Таким образом, в работе проведен физико-химический анализ пористо-углеродных материалов из угля месторождения «Сарыадыр» (пласты «Пятиметровый», «Спутник», «Надежный»). В интервале температур 293-483 К определены их электрофизические характеристики. Проведенный анализ показал, что пористо-углеродные материалы из сарыадырского угля представляется перспективным в качестве емкостного материала, материалы для микроэлектроники, как накопители оперативной памяти, топливного элемента и полупроводника, а также для изготовления электродов.

Литература

1 Качина Е. В., Захаров Ю. В., Федорова Н. М., Сименюк Г. К., Ларичев Т. А., Пугачев В. М., Додонов Е. В. Нанокомпозитные электродные материалы для суперконденсаторов на основе пористых углеродных матриц, полученных из природных углей // VII Международный Российско-казахстанский симпозиум «Углехимия и экология Кузбаса» – Кемерово, 7-10 октября 2018 г. – С. 48

2 Уваров Н. Ф. Мезопористые углеродные материалы и их применение в емкостных электрохимических устройствах // Материалы V международной Российско-Казахстанской научно-практической конференции «Химические технологии функциональных материалов» – Алматы, Казахстан, 12-13 апреля 2018 г. – С. 3-6

3 Окадзаки К. Технология керамических диэлектриков. – М.: Энергия, 1976. – 256 с.

4 Жумадилов Е. К., Давренбеков С. Ж., Мустафин Е. С., Касенов Б. К., Едильбаева С. Т. Исследование электрофизических свойств хромита GdSrCr2O5,5 // Вестник НАН РК. 2004. – № 5. – С. 114-118

УДК 662.742

С. Ким
В. Ким
О. Богоявленская
С. Кударинов
А. Орлов
В. Орлова
А. Әмірбек

ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ТЕРМООБРАБОТАННОГО УГЛЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ БЕЗДЫМНОГО ТОПЛИВА

• *В статье приведен анализ способа брикетирования угля с высоким выходом летучих веществ. Представлены результаты экспериментального моделирования процесса полукоксования угля для получения бездымного топлива. Выявлена количественная зависимость между остаточным содержанием летучих веществ в термообработанном продукте и температурой в слое коксования. Наиболее рациональным температурным интервалом термообработки молодого угля с высоким исходным содержанием летучих веществ для получения бездымного топлива методом высокоскоростного термоокислительного пиролиза является 600-700 ºС. Скорость нагрева угля – не менее 30 °С/мин. При этом обеспечивается получение наиболее реакционноспособного материала, с достаточно высокой прочностью и содержанием остаточных летучих веществ около 8-12 %. По основным физико-химическим и технологическим свойствам полученный полукокс можно считать качественным полупродуктом для получения бездымного топлива.*

• *Мақалада түтінсіз отынды алу үшін көмірлерді жартылай кокстау процессінің зертханалық модельдеу шешімдері келтірілген. Термиялық өңделген өнімдегі ұшпа заттардың қалдық мөлшерімен кокстау қабатының температурасы арасындағы сандық тәуелділігі анықталды. Жоғары жылдамдықты термо-тотықтырғыш пиролизі тәсілімен түтінсіз отынды алу үшін қолданылатын бастапқы ұшқын заттар мөлшері жоғары болатын көмірді термиялық өңдеудің неғұрлым ұтымды температура интервалы 600-700 ºС ды құрайды. Көмірді 30 °С/мин –тан кем емес жылдамдықпен қыздыру кезінде жоғары беріктікке ие және қалдық ұшқын заттарының мөлшері шамамен 8-12 % болатын реакцияға қабілетті материалды алу мүмкіндігін туындатады. Негізгі физико-химиялық және технологиялық қасиеттер бойынша алынатын жартылай кокс түтінсіз отынды алудың сапалы жартылай өнімі ретінде санауға болады.*

• *The article presents the results of experimental modeling of the process of coal semi-coking to produce smokeless fuel. The quantitative relationship between the residual content of volatile substances in the heat-treated product and the temperature in the coking layer is found. The most rational temperature interval for heat treatment of young coals with a high initial content of volatile substances for the production of smokeless fuel by high-speed thermooxidative pyrolysis is 600-700 °C. At a coal heating rate of at least 30 °C/min, the most reactive material is obtained, with a sufficiently high strength and a residual volatile content of about 8-12 %. According to the main physico-chemical and technological properties, the semi-coke obtained can be considered a quality intermediate product for the production of smokeless fuel.*

В ряде регионов Казахстана для отопления индивидуального жилья до сих пор используется неподготовленный каменный уголь, несмотря на крайне низкие потребительские свойства (высокая зольность, низкая теплотворная способность, непостоянство фракционного состава и т. д.). Широкое использование населением сырого угля негативно влияет на экологическую обстановку в регионах. Решением этой задачи может быть использование топлива, не выбрасывающего дыма и копоти, то есть бездымного топлива. В то же время известно, что ежегодный спрос на бездымное топливо для бытовых нужд в странах Евросоюза превышает 7 миллионов тонн. И в настоящее время бытовой сектор в развитых странах занимает второе место, после металлургии, по масштабам потребления кокса.

Исследованиям процесса получения брикетированного бездымного топлива посвящен ряд научно-исследовательских работ и публикаций, например [1-4].

Современная техника располагает двумя достаточно разработанными и широко применяемыми способами брикетирования углей. Первый способ – брикетирование без применения связующих при повышенном давлении прессования на штемпельных прессах. По первому способу брикетируются молодые (мягкие) бурые угли и торф. Второй способ – с применением связующих материалов. Этот метод является универсальным и применим ко всем каменным углям, антрацитам, старым (твердым) бурым углям, полукоксовой и коксовой мелочи. Брикетирование со связующими происходит на более производительном прессовом оборудовании и позволяет получать брикеты более высокой механической прочности [1]. По данным авторов [2], исследования показали, что такие виды связующих, как лигносульфонаты, жидкое стекло, полиамидный гель не дают эффекта получения брикета с ГОСТовскими свойствами (низкая механическая прочность, высокая стоимость связующего). Недостатком применяемых в настоящее время технологий брикетирования углей в штемпельных прессах без связующего является их избирательность по отношению к сырью. Эти технологии пригодны только для мягких обводненных бурых углей марки 1Б (Wr = 50-60 %) [3]. Способ брикетирования термическими методами, разработкой и внедрением которых занимается ряд ведущих специалистов, в настоящее время обладает ограниченной областью применения. Окускование без применения связующих материалов не позволяет получить брикеты с необходимыми потребительскими свойствами [4]. Положительные результаты получены со связующими на основе нефтебитумов (битум марки БНД и нефтебитумный песок), глины и патоки (отходах сахарного производства). Брикеты на битуме имеют самую высокую механическую прочность и превышают калорийность угля. Однако имеются ограничения в области применения топливных брикетов с битумным связующим в качестве бытового топлива, как показал опыт, это экологически небезопасно из-за повышенной дымности конечного продукта.

По литературным данным [3] при брикетировании угля с высоким выходом летучих веществ добавления специального связующего не требуется, так как связующей основой брикетов служат высокотемпературные продукты пиролиза угля. Недостатком этого подхода является то, что при прессовании такой массы наряду с увеличением плотности угольного материала, сжимается и парогазовая фаза, а упругое ее расширение при снятии давления приводит к образованию трещин в брикете.

Вследствие отмеченных недостатков технологий окускования наиболее целесообразным представляется использование процессов брикетирования угля с предварительной его термообработкой перед прессованием. Такую термообработку – полукоксование – можно производить более интенсивно в компактных аппаратах периодического действия с применением метода термоокислительного коксования. Характерной особенностью термоокислительного коксования является возможность достижения высокой (управляемой) скорости нагрева угля в области температуры его деструкции, что позволяет целенаправленно формировать требуемые качественные показатели термообработанного угля.

В настоящее время нет способа оценки брикетируемости угля с помощью одного какого-либо показателя и, соответственно, классификации угля по этому показателю. Поэтому для оценки брикетируемости каждого типа угля необходимо проводить последовательное выполнение исследовательских работ начиная с лабораторных испытаний. С точки зрения возможности термообработки методом термоокислительного коксования изучена сырьевая база отечественных энергетических углей марок Б (бурые) и Д (длиннопламенные). Проведена оценка качества и пригодности их для производства бездымного топлива.

По результатам дифференциально-термического анализа средних проб экибастузского, борлинского и сарыадырского высокозольных углей, приведенных в работе [5], основной процесс термического разложения угля происходит в интервале температур 450-800 °С. Термическая деструкция угля сопровождается резким уменьшением массы, выделением смолы и отвердением размягченной массы в результате поликонденсации. Анализ образцов углей после прокаливания показал невысокую спекаемость кусочков или ее отсутствие, что является положительным фактором для термообработки и исключает осложнения, связанные со спеканием в слое угля при проведении процесса термоокислительного коксования.

В наших исследованиях значима величина выхода летучих веществ в угле для осуществления его высокотемпературной обработки способом, сущность которого заключается в достижении необходимой температуры в слое угля и продвижении этой температурной зоны по высоте угольной загрузки за счет селективного сгорания летучих компонентов угольного вещества. Качественные показатели технического анализа и состава золы исследованных образцов угля месторождений «Куу-Чек», «Борлы», «Сарыадыр», «Экибастуз», «Шубарколь», «Майкубе» представлены в таблице.

Принимая во внимание весь комплекс основных физико-химических и технологических свойств, присущих вышеуказанным энергетическим углям Казахстана, существует возможность их переработки способом термоокислительного коксования [6]. Слабая спекаемость и наличие летучей составляющей угольного вещества (выход летучих веществ – 16,97-43 %) выбранных углей позволяют создать необходимые условия для протекания процесса термообработки в регулируемом температурном режиме (450-800 °С) с получением продукта с заданными показателями выхода летучих веществ и зольности.

В процессе термоокислительного коксования температурный режим напрямую связан с долей сжигания летучих компонентов угля. Чем больше сгорает летучих компонентов угля в единицу времени, тем выше температура в слое коксования и ниже остаточное содержание летучих в продукте коксования. В лабораторных условиях путем экспериментального моделирования определены основные технологические параметры термообработки углей. В качестве опытного сырья для получения бездымного топлива использовался некоксующийся уголь Шубаркольского и Майкубенского месторождений. Опыты проводили в печи сопротивления Таммана при температуре 600-1100 °С, в условиях, имитирующих процесс коксования угля в промышленной шахтной печи.

Количественную взаимосвязь между остаточным содержанием летучих веществ в полукоксе и температурой в слое коксования отражает зависимость, показанная на рисунке 1. Полученная зависимость может быть аппроксимирована линейной зависимостью с достаточно высоким коэффициентом корреляции $R^2 = 0{,}941$:

$$V_{ост} = -0{,}038 \cdot T_{max} + 37{,}01, \quad (1)$$

где $V_{ост}$ – остаточное содержание летучих, %; T_{max} – температура в слое коксования, °С.

Важной характеристикой всех углеродистых материалов является реакционная способность, зависящая в большой мере от структуры углеродистого вещества, степени ее упорядоченности, наличия и размеров кристаллитов, степени развитости пористой системы. В связи с этим изучено влияние скорости коксования на изменение пористости термообработанного угля, то есть изменение поверхности реагирования его внутренней структуры при термообработке.

Для оценки взаимосвязи изменения пористости термообработанного угля в зависимости от скорости нагрева полученные образцы были испытаны согласно ГОСТ 10220-82 на определение кажущейся пористости. С повышением скорости нагрева от 29,41 до 65,22 °С в минуту пористость увеличивается с 48,9 до 54,8 %. Полученная зависимость описывается линейным уравнением (2):

$$П = 1{,}38 \cdot V_{нагр} + 47{,}81;$$

$$R^2 = 0{,}98, \quad (2)$$

где П – кажущаяся пористость, %; $V_{нагр}$ – скорость коксования, град/мин; R^2 – коэффициент корреляции.

Развитие пористости связано с газопроницаемостью и вспучиваемостью угля в области деструкции, при которых происходит формирование структуры угольного вещества. С повышением скорости коксования возрастает скорость выделения летучих веществ и увеличивается суммарная доступная поверхность реагирования. Как следствие развитости поровой структуры полукокс, полученный из длиннопламенного угля, имеет повышенную реакционную способность.

Результаты измерения реакционной способности (РС) термообработанного угля по ГОСТ 10089-89 показали, что в исследованном диапазоне температуры уровень активности колеблется в пределах 3,5-9,7 мл/г·с, причем с ростом конечной температуры коксования реакционная способность изменяется по сложной закономерности. Так, при 600-700 °С наблюдается наибольшая активность, о чем свидетельствует высокое значение величины РС, достигающей 9,7 мл/г·с, а изменение конечной температуры коксования от 600 до 700 ºС практически не отражается на абсолютном уровне рассматриваемого свойства. Результаты экспериментальной оценки структурной прочности и реакционной способности термообработанного угля в зависимости от скорости и температуры нагрева, представлены на рисунке 2 [7].

Технический анализ и химический состав золы угля

Месторождение	Технический анализ, %			Химический состав золы, %						
	W^a	A^d	V^d	$Fe_{общ}$	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	S	P
Куу-Чек	1,08	25,9	16,97	2,87	0,87	59,24	27,78	1,56	0,06	0,02
Борлы	0,9	45,2	17,9	1,13	1,37	55,7	29,79	–	0,34	0,22
Сарыадыр	1,07	22,6	30,06	0,4	–	72,54	25,86	–	0,19	0,21
Экибастуз	4	45	18	3	4,5	54	35	0,5	0,8	0,32
Кузнецкое	15	6,2	43	3,13	29,7	20,09	16,5	9,33	0,44	0,05
Шубарколь	8,9	3,2	38,5	14,7	6,3	40,4	29,6	2,1	0,4	0,16
Майкубе	11,5	12,3	33,14	5,1	3,6	52,4	31,7	1	0,36	0,02

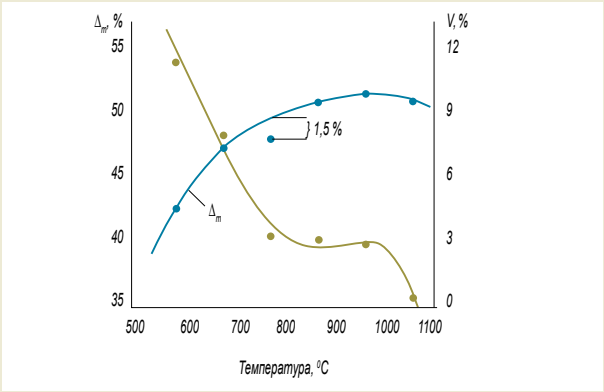


Рис. 1 – **Зависимость потери массы (Δm) и остаточного содержания летучих веществ (V) от температуры коксования**

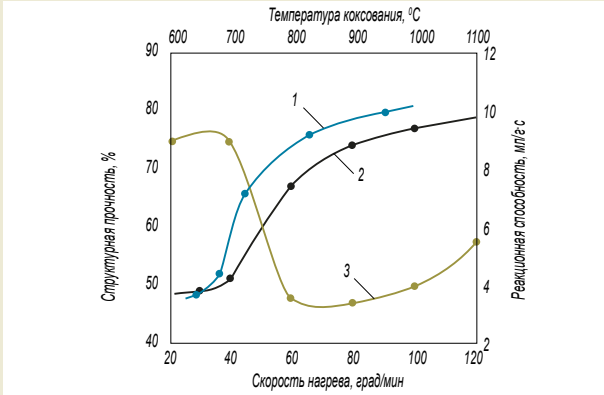


Рис. 2 – **Влияние скорости нагрева (1) и температуры (2) на структурную прочность и температуры (3) на реакционную способность термообработанного угля**

Экспериментальная оценка структурной прочности полукокса проводилась по ГОСТ 9521-74. В области низких температур (600-700 ºС) и при скорости нагрева, не превышающей 40 град/мин, величина структурной прочности полукокса минимальна (не более 50 %). В интервале температур 700-800 ºС и диапазоне скоростей нагрева 40-60 град/ мин наблюдается наиболее заметный прирост величины структурной прочности полукокса, которая достигает 72 %. При дальнейшем повышении температуры и скорости нагрева наблюдается монотонный рост структурной прочности полукокса, достигающей 80 % при скорости нагрева навески 90 град/мин и температуре 1100 ºС.

В результате проведенных исследований определено, что такие технические характеристики термообработанного угля, как содержание летучих веществ, реакционная способность, структурная прочность меняются в достаточно широких пределах в зависимости от температуры процесса и скорости нагрева угля.

Наиболее рациональным температурным интервалом термообработки молодых углей с высоким исходным содержанием летучих веществ для получения бездымного топлива методом высокоскоростного термоокислительного пиролиза является 600-700 ºС. При скорости нагрева угля не менее 30 °С/мин обеспечивается получение качественного полупродукта для получения бездымного топлива с достаточно высокой прочностью и содержанием остаточных летучих веществ около 8-12 %.

Фактор отсутствия значительной доли летучих компонентов в готовых топливных брикетах в сравнении с их количеством в исходном угле благоприятно влияет на токсикологические и экологические характеристики. Меньшее токсикологическое воздействие и экологическая чистота брикетов в сфере потребления, то есть при сжигании в бытовых топочных устройствах, объясняется удалением в процессе термообработки большей части наиболее вредных токсичных соединений. Что касается зольности, то ее массовая доля не превышает допустимых значений обозначенного нами критерия (40 %), а также имеется возможность снизить показатель зольности угля путем его подшихтовки угольной мелочью с минимальной минеральной составляющей.

Литература

1 Евстифеев Е. Н. Новая технология производства бытового бездымного топлива // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2011. – № 6. – С. 51-53

2 Езупова М. Д. Получение бездымного бытового топлива из бурых углей Канско-Ачинского бассейна методом термобрикетирования. Автореферат кандидата технических наук: 05.17.07 – М.: ИГИ, 1995. – 24 с.

3 Иванов И. П. Получение брикетированного и бездымного топлива из канско-ачинских углей с использованием биосвязующих. Автореферат кандидата технических наук: 05.17.07. – Красноярск: ИХХТ СО РАН, 1998. – 20 с.

4 Нифонтов Ю. А. Научные основы создания ресурсосберегающих технологий использования отходов добычи и переработки углей Печорского бассейна. Диссертация доктора технических наук: 11.00.11. – СПб, 2000. – 308 с.

5 Чекимбаев А. Ф. Совершенствование технологии выплавки ферросиликоалюминия с применением новых видов углистого сырья. Автореферат кандидата технических наук: 05.16.02 – Караганда: ХМИ, 2010. – 21 с.

6 Выполнение укрупненно-лабораторных и опытных испытаний технологии получения низкофосфористого спецкокса. Отчет о НИР /ХМИ им. Ж. Абишева. – Караганда, 2013. 46с. – Инв. № 0112РК00169

7 Kim S. V., Kim V. A., Sariev O. R., Kudarinov S. Kh., Bogoyavlenskaya O. A., Orlov A. S., Orlova V. V., Zhdanov A. V. Influence of coal heat treatment parameters on physical-chemical properties of smokeless fue // Bulletin of the Karaganda University. Chemistry Series.– 2018. – № 4 (92). – С. 62-67

УДК 549.332

Э. Ли
А. Ниязов
С. Шалгымбаев
А. Аскаров

РАЗРАБОТКА И РЕАЛИЗАЦИЯ ИННОВАЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТО-ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

• *Представлены результаты исследований по разработке оптимальной технологии переработки золото-полиметаллической руды месторождений «Шокпар» и «Гагаринское». На основе проведенных исследований руд каждого месторождения разработаны инновационные технологии их переработки с введением дополнительной операции по перефлотации хвостов I перечистки с выводом золото-серебросодержащего концентрата в виде хвостов перефлотации.*

• *Мақалада «Шоқпар» және «Гагаринское» алтын-полиметалды кендерін өңдеудің оңтайлы технологиясын жасау бойынша зерттеу нәтижелері ұсынылған. Әрбір кен орнына жасалынған зерттеулер негізінде алтын-күмісті концентраттарды қайта флотациялау қалдығы ретінде шығарып, 1 тазартылған қалдықтарды қайта флотациялау операциясын енгізу арқылы оларды өңдеудің инновациялық технологиялары жасалынды.*

• *The paper presents the results of research on the development of optimal technology for processing gold-polymetallic ore deposits «Shokpar» and «Gagarin». On the basis of each ore deposit research innovative technologies entering of additional operations on periplocaceae tails I cleaning with the output of the gold-silver concentrate in the tails of periplocaceae have been developed.*

Месторождение «Шокпар» расположено на территории Кордайского района Жамбылской области в 40 километрах от месторождения «Гагаринское» и имеет благоприятные географические условия. Асфальтированная автодорога, выходящая на автомагистраль Алматы–Бишкек, проходит в 5 километрах от месторождения. По ней имеется выход к железнодорожным станциям Чу и Отар. В 10 километрах от месторождения проходит высоковольтная линия электропередач с ответвлением к месторождению.

На месторождении «Шокпар» установлено четыре типа рудных образований: золото-сульфидно-кварцевый, медно-колчеданный, золото-полиметаллический на карбонат-кварцевой основе, серебряно-полиметаллический на барит-кварц-кальцитовой основе. Главным типом руд является золотосульфидный, создающий прожилково-вкрапленные и гнездовые образования в окварцованных, карбонатизированных, серицитизированных, хлоритизированных осадочных породах углеродистой формации.

В 1988 году в Казмеханобре были проведены исследования на обогатимость с выдачей данных для подсчета и уточнения запасов золотосодержащей руды месторождения «Шокпар» с содержанием золота 9 г/т, серебра – 22 г/т, свинца – 0,95 %, цинка – 1,27 %.

В результате проведенных исследований была разработана селективно-коллективная схема с получением свинцового промпродукта и коллективного концентрата. Извлечение в свинцовый промпродукт составляет, %: свинца – 70,46; золота – 24,25; серебра – 33,22; цинка – 20,72. Суммарное извлечение в свинцовый промпродукт и коллективный концентрат составило, %: золота – 89,65; серебра – 86,9; свинца – 92,01; цинка – 93,2 при содержании золота 36,54 г/т, серебра – 84,08 г/т, свинца – 3,02 %, цинка – 5,16 % [1, 2].

Месторождение «Гагаринское» располагается в Кордайском районе Жамбылской области приблизительно в 200 километрах западнее Алматы и 60 километрах от железнодорожной станции Отар. Расстояние от участка до автотрассы Алматы–Бишкек по дороге с твердым покрытием – 17 километров; по полевой – 8 километров. Ближайшая железнодорожная станция Бирлик расположена в 35 километрах от месторождения. Высоковольтная ЛЭП напряжением в 110 кВ заканчивается в поселке Бирлик, низковольтная ЛЭП (10 кВ) проходит в 8 километрах от участка в поселке Алга.

На месторождении выделены три зоны золото-полиметаллической минерализации, охватывающие амфиболиты и часть гранодиоритового массива. Зоны сложены продуктами окварцевания, серицитизации, хлоритизации с омарганцеванием и ожелезнением в приповерхностной части. Оруденение представлено брекчией кварц-серицит-хлорит-карбонат-сульфидного (с золотом и серебром) состава. Состав руд: золото, пирит, сфалерит, халькопирит, марказит, галенит, ковеллин. Содержание золота – 1-5 г/т. Размер золотин – от первых микрон до 0,1-0,2 мм. В пирите золото субмикроскопическое.

В 1985-1986 годах Центральной лабораторией ПГП «Южказгеология» были проведены лабораторные исследования на технологической пробе руды месторождения «Гагаринское», содержащей 8,2 г/т золота; 176 г/т серебра; 7 % свинца и 5,46 % цинка.

По селективной схеме флотации в замкнутом цикле были получены:

– свинцовый концентрат с содержанием 48,16 % свинца, 10 % цинка, 37 г/т золота, 1000 г/т серебра при извлечении 86,6 % свинца, 21,8 % цинка, 56 % золота, 72,9 % серебра и выходе свинцового концентрата 12,4 %;

– цинковый концентрат с содержанием 41,4% цинка, 4,2 % свинца, 32 г/т золота, 397 г/т серебра при извлечении 6,3 % свинца, 74,9 % цинка, 40,2 % золота, 24 % серебра и выходе свинцового концентрата 10,3 % [3].

Таблица 1

Технологические показатели обогащения руды месторождения «Шокпар»

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Pb концентрат	1,07	44,37	1,72	14,65	29,5	1982,2	74,88	2,53	2,44	7,08	48,09
Au-Ag концентрат	9,8	0,63	1,68	27,77	33,04	167,83	9,73	22,62	42,34	72,65	37,29
Общий концентрат	10,87	4,94	1,684	26,48	32,69	346,63	84,61	25,15	44,78	79,73	85,38
Zn концентрат	1,04	0,91	46,94	10,17	8,9	264,1	1,5	67,1	1,65	2,08	6,22
Хв. отвальные	88,09	0,1	0,064	3,91	0,92	4,20	13,89	7,75	53,57	18,19	8,4
Руда	100	0,634	0,728	6,43	4,457	44,1	100	100	100	100	100

Таблица 2

Технологические показатели обогащения руды месторождения «Гагаринское»

	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Гравиоконцентрат	1	7,37	4,53	23,34	119,5	273,3	18,21	7,2	4,24	32,85	12,4
Pb промпродукт	0,62	36,05	9,55	11,42	113,3	1237,9	55,21	9,4	1,29	19,31	34,83
Au-Ag концентрат	4,82	0,81	2,25	23,84	20,5	108,9	9,63	17,23	20,89	27,16	23,82
Общий концентрат	6,44	5,22	3,307	22,57	44,81	243,12	83,05	33,83	26,42	79,32	71,05
Zn концентрат	0,6	2,13	50,83	6,95	26,3	316,6	3,16	48,44	0,76	4,34	8,62
Хв. отвальные	92,96	0,06	0,12	4,31	0,64	4,82	13,79	17,73	72,82	16,34	20,33
Руда	100	0,405	0,63	5,5	3,64	22,04	100	100	100	100	100

В 1991-1992 годах в лаборатории обогащения ПГП «Южказгеология» были проведены исследования на пробе № 2 с содержанием 5,3 г/т золота, 26,6 г/т серебра, 1,13 % свинца, 1,45 % цинка, 0,21% мышьяка.

Испытания проводили по селективной и коллективной схемам флотации. Получены:

– по коллективной схеме коллективный концентрат с содержанием 46 г/т золота, 191,2 г/т серебра, 11,6 % свинца, 14,27 % цинка при извлечении 86,1 % золота, 68,8 % серебра, 89,3 % свинца, 93,3 % цинка;

– по селективной схеме в опытах открытого цикла свинцовый концентрат с содержанием 48,92 % при извлечении 74,6 %, цинковый концентрат с содержанием цинка 51,81 % при извлечении 60,2 % от операции [4].

На основе данных технико-экономического анализа материалов геолого-разведочных работ, проведенных в 1995-1997 годах компанией «Три К Эксплорейшн энд Майнинг ЛТД», месторождение «Гагаринское» было признано нерентабельным для разработки как открытым, так и подземным способами, а также методами кучного выщелачивания.

Дальнейшее проведение разведочных работ на месторождении было признано экономически нецелесообразным при стоимости унции золота в районе 280 долларов в 1997 году. С февраля 2001 года по сентябрь 2011 года котировки драгоценного металла выросли с 254 до 1923 долларов США, то есть более чем в 7,5 раза. Причем на заключительном этапе этого биржевого ралли цена на золото росла практически по экспоненте [5].

Динамика роста мировых цен на золото, сложившаяся с 2010 по 2017 год позволила сделать вывод о рентабельности даже тех проектов, которые ранее в Казахстане считались бесперспективными.

С учетом вышеизложенного, в рамках переоценки запасов, составления и разработки промышленных кондиций для месторождений «Шокпар и Гагаринское» технологические исследования с 2017 года были возобновлены.

В рамках выполнения Плана мероприятий по дальнейшему развитию ресурсной базы данных месторождений созданное для этих целей ТОО «Шокпар-Гагаринское» приняло решение о подключении к технологическим исследованиям Филиала Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр» (далее – Казмеханобр).

Казмеханобр на основе изучения особенностей состава руд двух месторождений как на малых технологических, так и на основной представительной пробах провел технологические исследования на обогатимость.

С учетом особенностей минерального состава для каждой из исследуемых руд были разработаны инновационные технологии переработки.

Для золото-полиметаллической руды месторождения «Шокпар» разработана технологическая схема переработки, включающая:

– измельчение руды до крупности 70 % класса – 0,074 мм;

– основную свинцовую флотацию при pH 9,2 с получением основного свинцового концентрата и хвостов основной флотации;

– контрольную свинцовую флотацию;

– четыре перечистных операций свинцового концентрата;

– основную цинковую флотацию, осуществляемую при pH 11,5;

– контрольную цинковую флотацию с получением контрольного цинкового концентрата и отвальных хвостов;

– доизмельчение основного цинкового концентрата до 95 % класса – 0,044 мм;

– перечистку доизмельченного цинкового концентрата с получением концентрата и хвостов I перечистки;

– перефлотацию хвостов I перечистки с получением концентрата контрольной перечистной флотации и хвостов I перечистной флотации;

– хвосты контрольной перефлотации являются золото-серебросодержащим концентратом;

– концентрат перечистной контрольной цинковой флотации + хвосты II перечистки направляются на I перечистку;

– четыре перечистки цинкового концентрата с получением готового цинкового концентрата.

Технологические показатели обогащения руды, полученные по разработанной технологии, представлены в таблице 1.

Из представленных в таблице 1 данных следует, что в результате переработки руды получены:

– свинцовый концентрат с содержанием свинца 44,37 %, цинка – 1,72 %, железа – 14,65 %, золота – 29,5 г/т, серебра – 1982,2 г/т при извлечении свинца 74,88 %, золота –7,08 %, серебра – 48,09 %;

– золото-серебросодержащий концентрат с содержанием золота 33,04 г/т, серебра – 167,83 г/т, свинца – 0,63 %, цинка – 1,68 %, железа – 27,77 % при извлечении золота 72,65 %, серебра – 37,29 %, свинца – 9,73 %, цинка – 22,62 % и выходе 9,8 %;

– общий концентрат с содержанием свинца 4,94 %, цинка – 1,684 %, золота – 32,69 г/т, серебра – 346,63 г/т при извлечении свинца 84,61 %, цинка – 25,15 %, золота – 79,73 %, серебра – 85,38 %;

– цинковый концентрат с содержанием цинка 46,94 %, свинца – 0,91 %, железа – 10,17 %, золота – 8,9 г/т, серебра – 264,1 г/т при извлечении цинка – 67,1 %, золота – 2,08 %, серебра – 6,22 %.

Отличительной особенностью разработанной технологии является введение дополнительной операции по перефлотации хвостов I перечистки с выводом золото-серебросодержащего концентрата в виде хвостов перефлотации.

Суммарное извлечение драгметаллов в объединенный свинцовый и золото-серебросодержащий концентраты составило: золота – 79,73 %; серебра – 85,38 % при содержании золота 32,69 %, серебра – 346,43 г/т и выходе 10,87 % от руды [6].

Для золото-полиметаллической руды месторождения «Гагаринское» разработана гравитационно-флотационная технология переработки, включающая:

– измельчение руды до крупности 75 % класса – 0,074 мм;

– гравитационное выделение золота с получением гравиоконцентрата и хвостов гравитации;

– основную свинцовую флотацию на хвостах гравитации при pH 9,2 с получением основного свинцового концентрата и хвостов основной флотации;

– контрольную свинцовую флотацию хвостов основной флотации;

– четыре перечистные операции по перечистке свинцового концентрата;

– основная цинковая флотация на хвостах контрольной свинцовой флотации при pH 11,5;

– контрольную цинковую флотацию хвостов основной флотации с получением концентрата контрольной флотации и отвальных хвостов;

– доизмельчение основного цинкового концентрата до 95 % класса – 0,044 мм;

– перечистку доизмельченного цинкового концентрата с получением концентрата и хвостов I перечистки;

– перефлотацию хвостов I перечистки с получением концентрата контрольной перечистной флотации и хвостов I перечистной флотации;

– хвосты контрольной перефлотации являются золото-серебросодержащим концентратом;

– четыре перечистки цинкового концентрата с получением готового цинкового концентрата.

Технологические показатели обогащения руды, полученные по разработанной технологии представлены в таблице 2.

Из представленных в таблице 2 данных следует, что в результате переработки руды получены:

– гравиоконцентрат с содержанием золота 119,5 г/т, серебра – 273,3 г/т при извлечении золота 32,85 %, серебра – 12,4 %;

– свинцовый промпродукт с содержанием свинца 36,05 %, цинка – 9,55 %, золота – 113,3 г/т, серебра – 1237,9 г/т при извлечении свинца 55,21 %, золота – 19,31 %, серебра – 34,83 %;

– золото-серебросодержащий концентрат с содержанием золота 20,5 г/т, серебра – 108,9 г/т при извлечении золота 27,16 %, серебра – 23,82 %;

– цинковый концентрат с содержанием цинка 50,83 %, свинца – 2,13 %, золота – 26,3 г/т, серебра – 316,6 г/т при извлечении цинка 49,23 %.

Отличительной особенностью разработанной гравитационно-флотационной технологии месторождения «Гагаринское» является так же введение дополнительной операции по контрольной перефлотации хвостов I перечистки с выводом золото-серебросодержащего концентрата в виде хвостов перефлотации.

Суммарное извлечение драгметаллов в объединенный гравитационный, свинцовый и золото-серебросодержащий концентраты составило: золота – 79,32 %; серебра – 71,05 % при содержании золота 44,81 %, серебра – 243,12 г/т и выходе 6,44 % от руды [7].

По результатам выполненных исследований разработаны технологические регламенты на проект строительства обогатительных фабрик по переработке золото-полиметаллических руд месторождений «Шокпар и Гагаринское».

В первом квартале 2019 года планируется поставить на Государственный баланс запасы золотоносных месторождений «Шокпар и Гагаринское».

Литература

1 Отчет о НИР ГНПОПЭ «Казмеханобр» Исследование руд новых месторождений на обогатимость в условиях водооборота с выдачей данных для подсчета и уточнения запасов – золотосодержащая руда месторождения «Чокпар». № Государственной регистрации 01870039570. – Алма-Ата, 1988

2 Шалгымбаев С. Т., Ниязов А. А., Ли Э. М., Болотова Л. С., Аскаров А. Ш., Щеглов А. В., Айжамбаев Е. Н. Изучение вещественного состава разных типов золото-полиметаллических руд месторождения «Шокпар» // Геология охраны недр. № 3 – Алматы, 2018

3 Исследование на обогатимость технологической лабораторной пробы № 1 месторождения «Гагаринское». Отчет ПГП «Южказгеология». – Алма-Ата, 1986

4 Исследование на обогатимость технологической лабораторной пробы № 2 месторождения «Гагаринское». Отчет ПГП «Южказгеология». – Алма-Ата, 1992

5 Котировки золота за последние 5 лет – Режим доступа: https://tozoloto.ru/investitsii/analitika/kotirovki-zolota-za-poslednie-5-let.html

6 Проведение исследований и опытно-промышленных испытаний технологии переработки руды месторождения «Шокпар». Отчет о НИР Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр». – Алматы, 2018

7 Проведение исследований и опытно-промышленных испытаний технологии переработки руды месторождения «Гагаринское» в Жамбылской области. Отчет о НИР Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр». – Алматы, 2017

К. Сарекенов
А. Акбердин
Р. Султангазиев

ЦИФРОВЫЕ МЕТОДЫ АНАЛИЗА СУЩЕСТВУЮЩИХ И СОЗДАНИЯ НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРОИЗВОДСТВА ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

• В работе для совершенствования существующих производств и создания новых предлагается разрабатывать и использовать компьютерные программы, основанные на достижениях физической химии и IT-технологий. Приведены примеры созданных в ХМИ им. Ж. Абишева для этих целей компьютерных программ.

• Мақалада қолданыстағы өндірістерді жетілдіру және жаңаларын құру үшін физикалық химия мен IT-технологиялардың жетістіктеріне негізделген компьютерлік бағдарламаларды әзірлеу және пайдалану ұсынылады. Осы мақсаттар үшін Ж. Әбішев атындағы ХМИ-да жасалған компьютерлік бағдарламалар мысалдары келтірілді.

• In the present work for improvement of the existing productions and creation of new it is offered to develop and use the computer programs based on achievements of physical chemistry and IT-technologies. The examples of computer programs created in Zh. Abishev CMI for these purposes are given.

Автоматизация устаревших технологий и оборудования может не дать заложенных в программе «Цифровой Казахстан» результатов по подъему экономики. Нужна модернизация существующих производств и создание новых. До последнего времени осуществлялось это экспериментальными методами, что требует много времени и материальных затрат. Сегодняшней мировой тенденцией является использование для этих целей цифровых технологий, когда из множества теоретически рассмотренных способов модернизации реализуются на практике оптимальные. Более того, цифровая технология в настоящее время становится непосредственным участником создания готовых изделий, например, способом принтер-печати. Осознание эффективности такого пути обновления экономики привело к объединению усилий в этом направлении ряда западных стран.

Программа «Цифровой Казахстан» предусматривает цифровизацию всех отраслей экономики. Особое внимание в ней уделяется горно-металлургическому сектору по причине высоко удельного веса производимой продукции как в натуральном, так и денежном выражении. Повышение эффективности производства даже на доли процента дает здесь многомиллионный экономический эффект.

Горно-металлургический комплекс имеет несомненные достижения в области механизации и автоматизации производственных процессов, но поставленные задачи требуют создания поистине прорывных технологий для их решения. До последнего времени такие задачи решались опытным путем. Но длительность и затратность такого пути очевидна, а отсутствие опытных установок усугубляет положение. Появление теоретических методов предсказания процессов, а в последующем и компьютерных программ явилось революционным шагом в этой области. Заложенные в них фундаментальные законы позволяют анализировать сложные процессы, протекающие при высоких (или низких) температурах, давлении, в агрессивной среде без постановки экспериментов. Производственной проверке подвергаются оптимальные расчетные варианты.

ХМИ им. Ж. Абишева имеет в этой области ряд собственных разработок. Учитывая важность знания физических свойств шлаковых расплавов для правильного ведения технологических процессов были проведены теоретические и экспериментальные исследования. Изучались не отдельные шлаки отдельных производств, а обширные области оксидных систем. Это потребовало применения методов, позволяющих строить диаграммы типа «состав–свойство». Был выбран метод симплекс-решетчатого планирования эксперимента [1, 2], модернизированный нами в связи с недостатками стандартного [3-5]. Однако использование полученных диаграмм имеет ограничения. Дело в том, что снять численное значение какого-либо свойства с трехкомпонентной диаграммы можно, с четырехкомпонентной – сложно, а с пяти-, шести- и более компонентной – невозможно, так как в трехмерном пространстве они не могут быть правильно изображены. А производственные шлаки многокомпонентные. Поэтому по результатам экспериментальных исследований выводили уравнения, связывающие такие свойства, как вязкость, температура кристаллизации, плотность, поверхностное натяжение, электропроводность с составом в виде полиномов высокого порядка. Это позволяло рассчитывать на их использование в системах автоматического управления технологическими процессами. Планируется расширение этих исследований в рамках инициированной КАЗНАЕН программы по цифровизации горно-металлургического комплекса.

Объемной по числу учитываемых параметров и выдаваемых результатов является разрабатываемая в ХМИ им. Ж. Абишева программа «Домна» [6]. Она предназначена для анализа, совершенствования и управления доменным процессом. Программа позволит рассчитать состав и требуемое количество агломерата для выплавки чугуна, показатели производства чугуна в доменных печах, определить оптимальный расход дутья, количество вводимых через фурмы добавок, оценить влияние параметров плавки на производительность печи и расход кокса, себестоимость чугуна *(рис. 1)*. Она может быть встроена в систему автоматического управления плавкой.

Для ферросплавных заводов и заводов цветной металлургии рекомендуется программа «ТЕРРа» [7], позволяющая определить фазовый и элементный состав металла, шлака, газа, динамику их формирования в широком диапазоне температур, оценить разрушающее действие шлака на футеровку и найти пути минимизации этой угрозы. Программа удобна для создания новых процессов, металлов, керамики, цементного клинкера и т. д. Нами она модер-

Факторы и их уровни

Факторы		Уровни факторов				
		1	2	3	4	5
x_1	Температура, К	1823	1873	1923	1973	2023
x_2	Расход B_2O_3, г	50	55	60	65	70
x_3	Расход кокса (К), г	45	50	55	60	65
x_4	Расход CaO, г	0	5	10	15	20
x_5	Расход MgO, г	0	5	10	15	20
x_6	Расход Al_2O_3, г	0	5	10	15	20

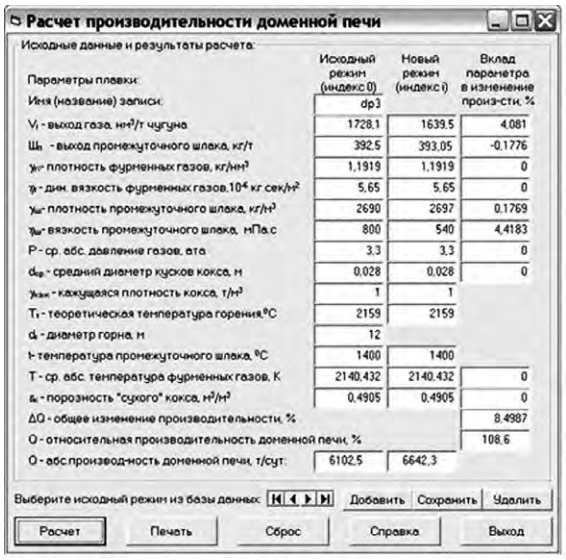


Рис. 1 – **Окно программы для расчета производительности доменной печи**

низирована [8] путем сочленения ее с программой математического планирования численного и физического эксперимента на латинских квадратах [9]. Последнее диктовалось тем, что технологические процессы являются многофакторными и выбор наиболее значимых из них для корректного анализа объекта исследований является важной задачей. Для такого ранжирования обычно опираются на собственный опыт или мнение специалистов в этой области, оценивая согласованность поступивших предложений по математическим критериям. Однако при разработке нового процесса такой подход не может быть использован. В этом случае прибегают к экспериментальным методам отбора факторов. Но затратность, длительность, а иногда и невозможность использования такого подхода очевидна.

Нами предложено использовать другой подход. Учитывали, что термодинамическое моделирование является экспериментом, но только численным, и к нему может быть применен метод математического планирования, позволяющий за один расчет учесть влияние на целевую функцию более десятка факторов. Получаемые в этом случае частные зависимости показателей процесса позволяют без постановки физических экспериментов отсеять малозначимые факторы и оставить сильные.

Отметим еще одно обстоятельство целесообразности использования метода планирования при термодинамическом моделировании. Дело в том, что расчет на разработанном в России и использованном нами комплексе TERRA [7] выполняется достаточно быстро, но при анализе влияния множества факторов (k), меняющихся на нескольких уровнях (m), приходится выполнять много расчетов (N), количество которых определяется как $N = m^k$. Так, если для оценки процесса отобрано 6 факторов, меняющихся на 5 уровнях, то необходимо выполнить $N = 5^6 = 15\,625$ расчетов, а в дальнейшем столько же физических экспериментов, не считая повторения каждого из них в идентичных условиях для получения устойчивых средних значений. Выходом из положения может стать применение метода математического планирования эксперимента, когда количество расчетов и опытов можно сократить в десятки и сотни раз. Реализуемость изложенного подхода оценили на примере разработки технологического процесса производства ферробора карботермическим способом с использованием кокса из малозольных углей Шубаркульского месторождения [10]. При численном моделировании в качестве факторов, влияющих на процесс, выбрали температуру, расход кокса, содержание в шихте B_2O_3, CaO, MgO и Al_2O_3 *(табл.)*, поскольку эти оксиды содержатся в природных шихтовых материалах.

Выполнили предварительные расчеты по ранжированию факторов. Они показали, что MgO и Al_2O_3 слабо влияют на содержание бора в металле. Если при добавке в шихту 20 граммов CaO содержание бора в металле снижается на 0,862 %, то аналогичные количества MgO и Al_2O_3 – на 0,034 и 0,002 % соответственно. Графики зависимости содержания бора от MgO и Al_2O_3 представляют собой прямую, практически параллельную горизонтальной оси *(рис. 2e и 2f)*. Количественно это видно по величине коэффициента при аргументе (x) в выведенных уравнениях, представляющего собой тангенс угла наклона прямой. По указанным выше причинам факторы MgO и Al_2O_3 при численном, а в дальнейшем и физическом моделировании исключили из плана.

С использованием этого же метода планирования провели опыты в печи Таммана, моделируя высокотемпературный производственный процесс. Помимо предварительно отобранных четырех включили в матрицу временной фактор. По результатам опытов построены частные зависимости содержания бора в металле от всех изученных пяти факторов *(рис. 2)*. Все они значимы, что было предсказано выше термодинамическим моделированием.

Сопоставление численного и экспериментального моделирования показывает их высокую коррелированность. В установленных условиях опыта запланированное количество в металле бора (15-20 %) достичь не достигается из-за пониженных коэффициентов его извлечения по сравнению с равновесными (расчетными). Для устранения этого недостатка можно использовать наиболее сильный *(рис. 2, позиция b)* и технологически реализуемый фактор – повышение количества B_2O_3 в шихте в соответствии с реальными коэффициентами извлечения бора в металл. Это известный из практики работы заводов прием.

Из приведенного примера видно, что за счет цифрового метода удалось рассмотреть и проанализировать 15 625 вариантов реализации новой технологии. Причем сделано это за счет выполнения 25 расчетов и 25 физических опытов без потери точности предсказываемых показателей. Практическим выходом работы является создание технологии производства ферробора дешевым карботермическим методом с использованием углей Шубаркульского месторождения. Промышленные предприятия Казахстана, для производства высококачественной стали, ферробор импортируют из зарубежных стран по высокой цене.

В рамках инициированной КАЗНАЕН научно-технической программы «Развитие информационно-технологической платформы цифровизации предприятий горно-металлургического комплекса Казахстана и ее программно-методологического обеспечения» планируется разработать необходимые для отрасли компьютерные программы и на их основе предложить новые технологические процессы подготовки и металлургической переработки рудного сырья.

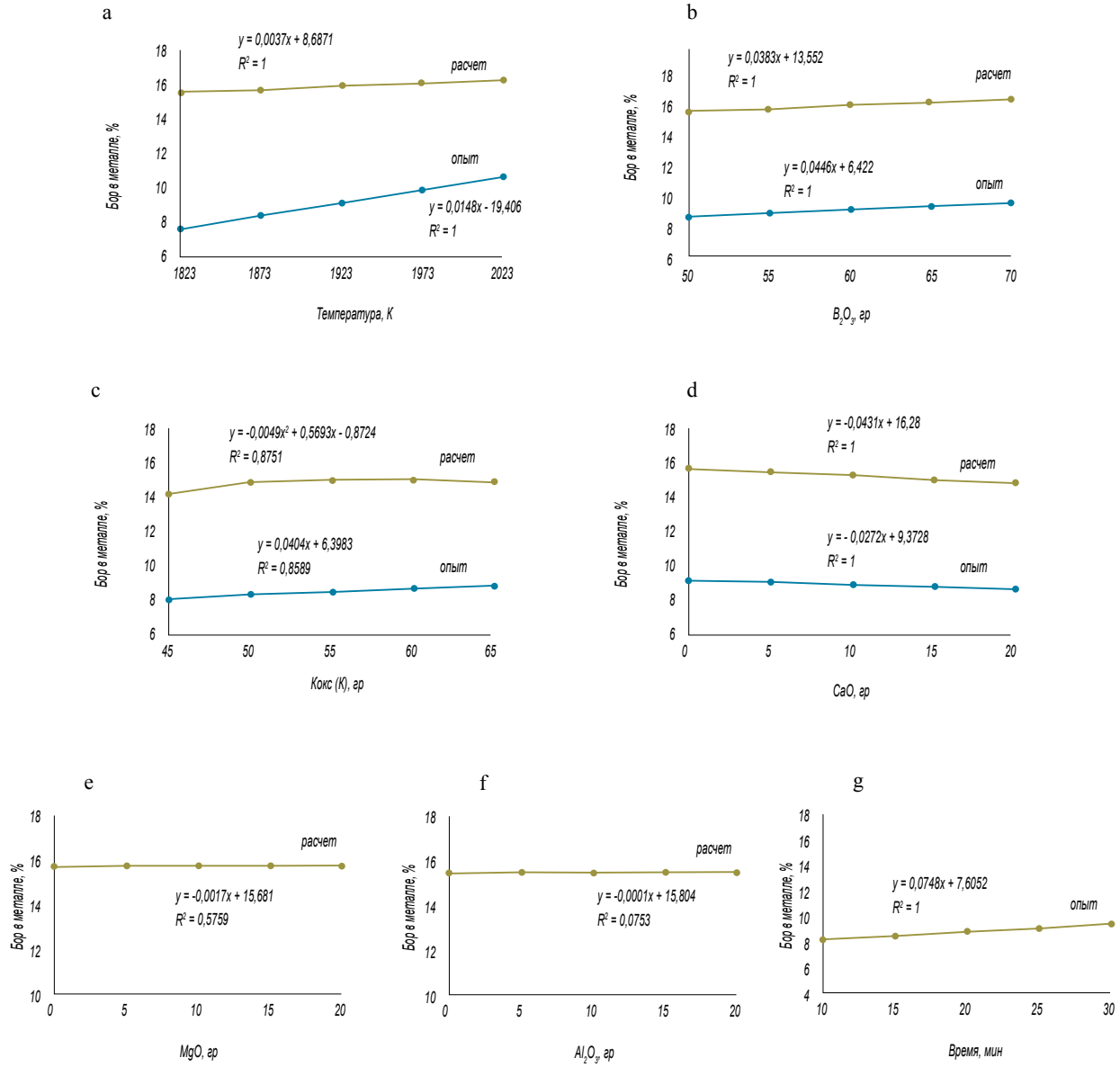


Рис. 2 – **Зависимость содержания бора в металле от температуры (a), количества B_2O_3 (b), кокса (c), CAO (d), MgO (e), Al_2O_3(f) в шихте и времени (g).**

Литература

1 Scheffe H. Experiments with mixtures // J. Roy. Statist. – 1958. – V. 20, № 2. – P. 344-350

2 Новик Ф. С. К вопросу о возможностях использования метода симплексных решеток для изучения диаграмм состояний // Заводская лаборатория. – 1968, № 10. – С. 1223

3 Ким В. А., Акбердин А. А., Куликов И. С., Николай Э. И. Использование метода симплексных решеток для построения диаграмм типа состав–вязкость // Известия вузов, ЧМ. – 1980, № 9. – С. 167

4 Акбердин А. А., Ким В. А., Надырбеков А. К., Николай Э. И., Ким А. С. Построение диаграмм температур кристаллизации и вязкости шлаков методом симплексных решеток // Доклад на III Всесоюзной конференции по строению и свойствам металлических и шлаковых расплавов. – Свердловск, 1978. – С. 124-127

5 Ким В. А., Акбердин А. А., Куликов И. С., Николай Э. И. Особенности использования метода симплексных решеток для построения диаграмм состав–вязкость / Деп. в ВИНИТИ 21.08.1979, № 3119-79

6 Газалиев А. М., Акбердин А. А., Сарекенов К. З., Конуров У. К. Компьютерное моделирование процессов доменной плавки. – Караганда: издательство КарГТУ, 2015. – 159 с.

7 Трусов Б. Г. Программная система ТЕРРА для моделирования фазовых и химических равновесий в плазмохимических системах. 3-й международный симпозиум по теоретической и прикладной плазмохимии. Сб. материалов. – Том I. – Иваново, 2002. – С. 217-220

8 Akberdin A. A., Kim A. S., Sultangaziev R. B. Experiment Planing in the Simulation of Industrial Processes. Steel in Translation – 2018. – V. 48, № 9. – P. 573-577

9 Протодъяконов М. М., Тедер Р. И. Методика рационального планирования экспериментов. – М.: Наука, 1970. – 76 с.

10 Акбердин А. А., Исагулов А. З., Ким А. С, Мишо Ж., Султангазиев Р. Б. Термодинамическое моделирование процесса выплавки ферробора карботермическим способом // Труды университета, Кар ГТУ. – Караганда, 2017. – № 1. – С. 107-110

УДК 669.292.2:669.053.4

Н. Сейдахметова
В. Козлов

КОЛЛЕКТИВНАЯ СОРБЦИЯ ИОНОВ ЖЕЛЕЗА И ВАНАДИЯ НА АНИОНИТ

• *Приведены результаты исследования коллективной сорбции ионов ванадия (V) и железа (III). Проведены спектрограммы ИКС исходного и насыщенного анионитов, на их основе сделаны следующие выводы: при коллективной сорбции синтезируется железо-ванадиевый мономерный комплекс за счет гетерогенно-каталитического встраивания Fe^{3+} в пированадиевую кислоту $H_4V_2O_7$ с образованием многозарядного комплексного аниона типа $HFeV_2O_7$.*

• *Бұл баяндамада ванадий(V) және темір(III) иондарының ұжымдық сорбциясының зерттеу нәтижелері келтірілген. Бастапқы және қаныққан анион алмастырғыштарының рентген спектрограммалары жасалған және осы спектограммаларға сүйеніп келесі қорытындылар жасалды: ұжымдық сорбция Fe^{3+} ерітіндісінің гетерогенді каталитикалық қосылысымен $H_4V_2O_7$ пированадий қышқылына байланысты темір-ванадий мономерлер кешенін $HFeV_2O_7$ түріндегі көп қабатты зарядталған күрделі анионнын синтездейді.*

• *Presents the results of a study of the collective sorption of vanadium(V) and iron(III) ions. X-ray spectrograms of initial and saturated anion exchangers were made and the following conclusions were made: collective sorption synthesizes the iron-vanadium monomeric complex due to the heterogeneous catalytic incorporation of Fe^{3+} into pyrovanadic acid $H_4V_2O_7$ with the formation of a multiply charged complex anion of the type $HFeV_2O_7$.*

Основным фактором, определяющим уровень гидрометаллургических процессов, стало применение ионообменных способов извлечения элементов – сорбции и экстракции. В 1976 году была разработана и проверена в промышленном масштабе технология получения соединений ванадия высокой чистоты сорбцией его из производственных растворов от выщелачивания конверторных шлаков на Чусовском металлургическом заводе [1-6]. В данной статье приведены результаты исследований по сорбционному извлечению ванадия из сернокислотных растворов.

При сорбции ванадия может быть использован широкий спектр сильноосновных анионитов, например ВП-1п, ВП-1Ап, АМ, АМ-п, АМП, и амфолиты типа АНКБ. Этот набор сорбентов охватывает широкий интервал pH производственных растворов от 1 до 8 [7, 8].

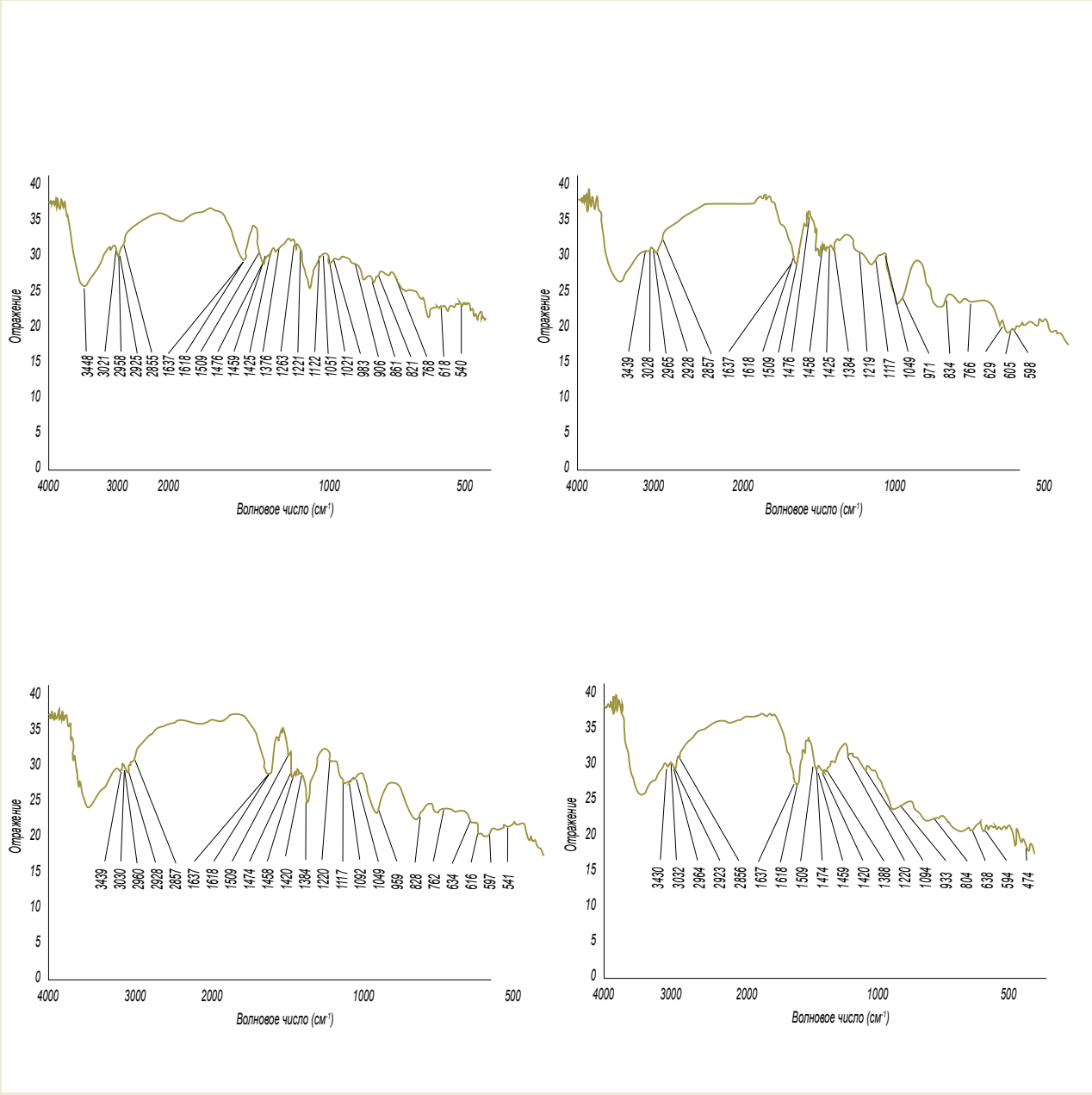
Наибольшей емкостью обладают сорбенты АМ-п и АНКБ, причем наилучшими кинетическими характеристиками отличаются анионит АМ-п. Равновесие при сорбции ванадия этим ионитом достигается за 5 часов, в то время как для сорбентов ВП-1п и ВП-1Ап это время составляет 24 часа [9].

Все это, а также высокая емкость этих сорбентов (300 мг/г) свидетельствует о перспективности широкого применения сорбции в технологии ванадия. Тем не менее, показанные преимущества ионитов превращаются в недостатки, когда возникают трудности при регенерации сорбентов. Высокие емкости и широкие интервалы pH сорбции вынуждают применять для десорбции концентрированные растворы кислот и щелочей.

При сорбции ванадия из сернокислых растворов, согласно проведенным ранее исследованиям [10], анионит Ambersep 920 существенно превосходит все многие сорбенты (АМп, Purolite 3848, Lewatit 600, Amberlite 910), сорбционная емкость его по ванадию составляет 350-400 кг/т при удельной нагрузке 6,0 $м^3/ч/м^2$. Ионит Ambersep 920 – сильноосновный макроретикулярный тип анионообменной смолы. Это макропористая сеть, которая полностью отличается от обычного гелевого типа. Сшитая полистирольная матрица делает эту смолу особенно механически устойчивой [11].

В растворах выщелачивания очень трудно разделить ванадий от примесей, особенно от Fe (+III) отделение его от ванадия практически невозможно. В связи с этим сорбцию проводили в условиях, где V и Fe(+III) сорбируются коллективно.

Опыты по сорбции проводили в динамических условиях, навеска сорбента в пересчете на сухой вес составляет 30 граммов. Для работы анионит подготовлен в соответствии с ГОСТом 10897-64. Раствор пропускали сверху вниз со скоростью 1 уд. об./ч при комнатной температуре. Фильтраты собирали в одну емкость в течение пяти часов.



а – спектр исходного ионита Ambersep 920; б – спектр насыщенного ионита; в – анионит после аммиачной десорбции; г – анионит после сернокислотной десорбции

Рис. 1 – **Спектограмма анионитов по технологической цепочке**

После тщательного перемешивания содержимого емкости отбирали пробу раствора для анализа ванадия и железа. Подачу исходного раствора на колонку прекращали при концентрации ванадия в маточном растворе 0,009 мг/дм^3. Всего через колонку пропущено 60 уд. об. раствора. По разности концентраций металлов в исходном растворе и фильтратах сорбции с учетом количества пропущенного раствора рассчитано содержание в аниоците V и Fe (+III), которое соответственно составило, кг/т: 480 и 115-120. То есть сорбционная емкость анионита Ambersep 920 увеличилась с 400 кг/т по ванадию на суммарно вместе с ионами железа на 600 кг/т.

Проведен анализ исходного и насыщенного анионита методом ИКС *(рис.)*.

Согласно расшифрованным данным на рисунке (а) спектр исходного ионита Ambersep 920. На фоне поглощения ионита Ambersep 920 (3021, 2958, 2925, 2855, 1618, 1509, 1476, 1459, 1425, 1376, 1263, 1221, 1051, 1021, 983, 906, 861, 821, 768, 540 см$^{-1}$) в спектре зафиксировано присутствие группы $[SO_4]^{2-}$ – 1122, 618 см$^{-1}$, который подтверждает, что данный анионит находится в сульфатной форме. Валентные колебания ν(OH) – 3448 см$^{-1}$, деформационное колебание δHOH – 1637 см$^{-1}$. На второй пробе *(рис., б)* представлен спектр насыщенного ионита. На фоне поглощения ионита

Ambersep 920 в спектре зафиксировано присутствие: группа $[SO_4]^2$ – 1117, 629 см$^{-1}$; интенсивная полоса поглощения при волновом числе 971 см$^{-1}$ попадает в область проявления характеристических колебаний радикалов $[V_2O_6]_{1-\infty}$, а также кратных связей V=O в группе ванадила (VO^{2+}). Полоса при 834 см$^{-1}$ соответствует колебанию ν3 иона $[VO_4]^{3-}$ – 3439 см$^{-1}$, деформационное колебание δHOH – 1637 см$^{-1}$.

Кратные связи V=O говорят о том, что ванадий в ионной форме в группе ванадила (VO^{2+}). Колебание радикалов в данной области $[V_2O_6]_{1-\infty}$ позволяет сформулировать вывод, что ванадий находится в различных комплексных соединениях. Известно [12, 13], что во время сорбции ионы металлов могут образовывать комплексы на сорбенте. Возможно, при сорбции синтезируется железо-ванадиевый мономерный комплекс за счет гетерогенно-каталитического встраивания Fe^{3+} в пированадиевую кислоту $H_4V_2O_7$ с образованием многозарядного комплексного аниона $HFeV_2O_7$. Данный комплекс обладает высокой агрегативной устойчивостью при атомном соотношении V^{5+} : Fe^{3+} = 2 : 1. Комплекс $HFeV_2O_7$ сорбируется на гранулу сорбента в виде наносвитков, а расстояние между слоями регулируется азотсодержащей группой сорбента, при этом железо, фосфор, уран и ряд других элементов за счет разности электрохимического потенциала интеркаллируются из глубинных во внешние слои гранулы. Поэтому появляется возможность повысить селективность извлечения ванадия за счет временных показателей процесса сорбции и специфических промывок. В приведенных ранее работах [6] по донасыщению смолы модельными растворами, используется принцип интеркалляции ионов фосфора от внутренних слоев ионита до внешних, таким образом фосфор и другие примеси вытеснялись в маточник. Принцип сорбции в анионитах обобщенно можно представить следующими уравнениями:

$$[R_3N]_2SO_4 + HVO_3^- \rightarrow [R_3N]_2HVO_3 + SO_4^{2-}; \quad (1)$$

$$[R_3N]_2SO_4 + H_4V_2O_7 + Fe^{3+} \rightarrow [R_3NHFeV_2O_7] + SO_4^{2-}; \quad (2)$$

$$[R_3N]_2SO_4 + H_6V_{10}O_{28} \rightarrow [R_3NH_6V_{10}O_{28}] + SO_4^{2-}. \quad (3)$$

Далее проведена двухэтапная десорбция: первым десорбирующем раствором является водный раствор аммиака. Аммиачную десорбцию проводили в первую очередь для вымывания ионов железа с анионита. При этом ванадий переходит в раствор в виде соли аммония, а железо выпадает в осадок в виде $Fe(OH)_3$, что позволяет отделить ванадий от железа. Оставшийся в сорбенте ванадий десорбировали раствором серной кислоты. Выбор ее обусловлен одновременной десорбцией ванадия и переводом анионита в сульфатную форму. Аммиачную десорбцию проводили в динамических условиях, растворы пропускали сверху вниз. Всего через колонку пропущено по 3 уд. об. растворов. Исследования по сернокислотной десорбции проводили в динамических условиях, растворы пропускали сверху вниз. Всего через колонку пропущено 1 уд. об. раствора.

Также для исследования эффективности двухэтапной десорбции проведен ИКС анализ анионит после аммиачной десорбции *(рис., в)* и анионит после сернокислотной десорбции *(рис., г)*.

Проба № 3 *(рис., в)*, на фоне поглощения ионита Ambersep 920 в спектре зафиксировано присутствие: группа $[SO_4]_2$ – 1117, 1092, 634, 616 см$^{-1}$. Интенсивная полоса поглощения при волновом числе 959 см$^{-1}$ попадает в область проявления характеристических колебаний радикалов $[V_2O_6]_{1-\infty}$, а также кратных связей V=O в группе ванадила (VO^{2+}). Полоса при 828 см$^{-1}$ соответствует колебанию ν3 иона $[VO4]^{3-}$. Валентные колебания ν(OH) – 3439 см$^{-1}$, деформационное колебание δHOH – 1637 см$^{-1}$.

Но данный спектр полос дает нам понять, что интенсивность ванадиевых полос не так ярко выражены, чем в насыщенном ионите.

Проба № 4 *(рис., г)*, на фоне поглощения ионита Ambersep 920 в спектре зафиксировано присутствие: группа $[SO_4]_2$ – 1094, 638 см$^{-1}$, сульфатная группа координирована ионами металла. Интенсивная полоса поглощения при волновом числе 933 см$^{-1}$ попадает в область проявления характеристических колебаний радикалов $[V_2O_6]_{1-\infty}$. Валентные колебания ν(OH) – 3430 см$^{-1}$, деформационное колебание δHOH – 1637 см$^{-1}$.

Как показали спектры двух этапов десорбции, что при данной сложной схеме сорбции ванадий эффективно отделяется от анионита.

На основании проведенных исследований нами предложена схема сорбции, включающая взаимодействие растворов с анионитом в сорбционной колонне, причем взаимодействие осуществляется в переменном интервале значений ОВП и величины pH среды.

Литература

1 Казанцев Е. А., Безворитный В. А. Некоторые особенности сорбции и извлечения ванадия из растворов // КИМС. – 1984. – № 2 – С. 39

2 Ласкорин Б. Н., Маурина А. Г., Свиридова Р.А. Ионообменные сорбенты в промышленности. – М., 1963. – С. 124

3 Кахатано Дж. М. Дж., Егоров А. М. Равновесие сорбции ванадия ионитами АВ-17 и т. д. // ЖНХ. – 1984. – № 4. – С. 188

4 Мищенко Т. В., Вдовина Л. В. Сорбция ванадия и кремния на анионитах. – М., 1984. – С. 76

5 Солдадзе А. М. Ионный обмен. – М., 1981. – 210 с.

6 Beslin Z., Stergarsek A. Moznost pridobivanja urana in vanadija //Keun u indi, Slovenija, – 1988, 37. – № 3 – P. 89-96

7 Нве Шван У. Сорбционное извлечение ванадия (V) из разбавленных растворов – Диссертация кандидата технических наук: 05.17.02. – М.: РХТУ им. Д. И. Менделеева, 2014. – 124 с.

8 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

9 Аймбетова И. О. Исследование ионообменных смол для производства оксида ванадия из руд черносланцевого типа // Труды международной конференции молодых ученых и аспирантов «Ломоносов-2008». – М.: МГУ, 2008. – С. 5

10 Аймбетова И. О. Разработка технологии производства метаванадата аммония из черных сланцев месторождения «Баласаускандык» – Диссертация кандидата технических наук – Алматы, 2010. –С.-124

11 Режим доступа http://msdssearch.dow.com/PublishedLiteratureDOWCOM/dh_08b1/0901b803808b133a.pdf?filepath=liquidseps/pdfs/noreg/177-02356.pdf&fromPage=GetDoc

12 Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Под редакцией Жарменова А. А. – Алматы, 2008. – Том 7. – С. 27

13 Казанцев Е. А., Безворитный В. А. Некоторые особенности сорбции и извлечения ванадия из растворов // КИМС. – 1984. – № 2 – С. 39

И. Арыстан
А. Матаев
Д. Кабиева

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ КРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

• *Статья посвящена разработке методики расчета параметров крепления горных выработок. Также исследовано влияние горно-технологических факторов на устойчивость выработки. При этом возникла необходимость разработки программного обеспечения, обеспечивающего автоматизированный расчет требуемых параметров при проектировании, расчет требуемых параметров крепи.*

• *Мақала кен қазбаларын бекіту параметрлерін есептеу әдістемесін әзірлеуге арналған. Сондай-ақ, жобалау кезінде талап етілетін параметрлерді автоматтандырылған есептеуді, бекітудің талап етілетін параметрлерін есептеуді қамтамасыз ететін бағдарламалық қамтамасыз етуді әзірлеу қажеттілігі пайда болған кен-технологиялық факторлардың қазбаның тұрақтылығына әсерін зерттеу.*

• *The article is devoted to the development of methods for calculating the parameters of fastening of mine workings. As well as the study of the influence of mining and technological factors on the stability of production, where there was a need to develop software that provides automated calculation of the required parameters in the design, the calculation of the required parameters of the support.*

В 2008 году Филиалом РГП «Национальный научно-исследовательский центр по проблемам промышленной безопасности», Угольным департаментом АО «АрселорМиттал Темиртау» была составлена инструкция по расчету и применению анкерной крепи на шахтах Карагандинского бассейна.

Инструкция предназначена для использования при проектировании, производстве и контроле работ по возведению и эксплуатации анкерной крепи на угольных шахтах. Рекомендации по контролю возведения анкеров, их эксплуатации справедливы и для рудных шахт.

Возникла необходимость разработки программного обеспечения, обеспечивающего автоматизированный расчет требуемых параметров при проектировании, параметров крепи, проверки правильности проектирования, а также прогнозирования геомеханических параметров. Достоинством программного обеспечения являются: успешное применение статистических и других математических методов, оперативная обработка информации, возможность графической интерпретации результатов расчета в виде точек или графика [3].

Исходными данными системы являются параметры, определяемые по номограммам, которые построены на основе расчетных данных. Так как исходные данные колеблются в некоторых пределах, то можно исследовать зависимость прогнозных значений от исходных данных. То есть для получения выходных параметров система должна быть представлена в математических форме – в виде формул, уравнений. Для этой цели были использованы различные методы математической статистики, корреляционного анализа.

Исследование зависимостей главных напряжений от влияющих факторов

Кроме исследований влияния горно-технологических факторов на устойчивость выработки, на шахтах Угольного департамента также были проведены наблюдения в выработках на предмет их дефектности. Целью наблюдений является более детальное изучение влияния факторов на устойчивость на шахтах. В качестве влияющих факторов выбраны:

– мощность пласта (m), м;
– угол падения пласта (α), °;
– глубина разработки (H), м;
– размер сечения (S), м^2;
– угол проведения выработки (Ψ), °;
– форма сечения и вид крепления.

Результативными факторами являются главные напряжения σ_1 и σ_2 [МПа].

Из бесчисленного множества наклонных площадок, которые можно мысленно провести через обследуемую точку тела, будем считать для этой точки ту площадку главной, на которой касательное напряжение отсутствует, то есть $\tau = 0$ и поэтому полное напряжение и нормальное напряжение для главной площадки совпадают по величине и по направлению. [3]

Из этого условия определим главные напряжения и положения площадок, на которых они имеются. Обозначая здесь искомое главное напряжение σ и проектируя его на оси x, y, z, имеем

$$\begin{pmatrix} \sigma l = \sigma_x l + \tau_{xy} m + \tau_{xz} n \\ \sigma m = \tau_{yx} l + \sigma_y m + \tau_{yz} n \\ \sigma n = \tau_{zx} l + \tau_{zy} m + \sigma_z n \end{pmatrix} \quad (1)$$

Приравнивая к нулю определитель полученной системы уравнений

$$\begin{pmatrix} (\sigma_x - \sigma)\tau_{xy} & \tau_{xy} & \\ \tau_{xy} & (\sigma_y - \sigma) & \tau_{yz} \\ \tau_{xy} & \tau_{zy} & (\sigma_z - \sigma) \end{pmatrix} = 0 \quad (2)$$

Исследование зависимости напряжений от мощности пласта

При металлоарочном креплении зависимость напряжений от мощности пласта характеризуется формулами 12, 13, а при анкерном креплении – 14, 15. Коэффициенты корреляции обозначены как r.

$$\sigma_1^{мет}(m) = 0{,}1 \times e^{0{,}76 \times m} + 81, \quad r = 0{,}86 \quad (3)$$

$$\sigma_2^{мет} = -0{,}4 \times m^3 + 5{,}2 \times m^2 - 19{,}3 \times m + 41{,}1, \quad r = 0{,}92 \quad (4)$$

$$\sigma_1^{анк}(m) = 201{,}782 \times e^{-0{,}069 \times m} - 85{,}287, \quad r = -0{,}9 \quad (5)$$

$$\sigma_2^{анк}(m) = 50{,}338 \times e^{-0{,}142 \times m} - 38{,}974, \quad r = -0{,}87 \quad (6)$$

где $\sigma_1^{мет}$ и $\sigma_2^{мет}$ – напряжения σ_1 и σ_2 для анкерного крепления; $\sigma_1^{анк}$ и $\sigma_2^{анк}$ – напряжения σ_1 и σ_2 для анкерного крепления.

Значения напряжения σ_1 и σ_2 при металлоарочном креплении растут, а при анкерном креплении – убывают. Это объясняется тем, что анкера лучше держатся в сплошной среде, чем в слоистой. [3]

Значения мощности варьировались для металлоарочного – в пределах от 2 до 5,5 метра, а для анкерного – 1,5 до 5,5 метра. Выходные значения $\sigma_1^{мет}$ изменяются в промежутке от 81,574 до 87,06 МПа, $\sigma_2^{мет}$ – от 19,5 до 25,526 МПа. А значения $\sigma_1^{анк}$ изменяются в диапазоне от 53,73 до 92,314 МПа, $\sigma_2^{анк}$ от 25,526 до –0,265 МПа.

Таким образом значение напряжения $\sigma_1^{мет}$ больше чем $\sigma_2^{мет}$ в 3,86 раза. Значение напряжения $\sigma_1^{анк}$ при анкерном креплении больше чем $\sigma_2^{анк}$ в 6,5 раза.

Исследование зависимости напряжений от угла падения пласта

При металлоарочном креплении зависимость напряжений от угла падения пласта характеризуется формулами 16, 17, а при анкерном креплении – 18 и 19. Коэффициенты корреляции обозначены как r.

$$\sigma_1^{мет}(a) = 0{,}13 \times a^3 \times 5{,}3 \times a^2 + 72{,}1 \times a - 3303{,}5, \quad r = 0{,}98 \qquad (7)$$

$$(a) = 0{,}191 \times a^3 - 5{,}392 \times a^2 + 41{,}401 \times a - 137{,}489, \quad r = -0{,}87 \qquad (8)$$

$$\sigma_1^{анк}(a) = 1{,}169 \times e^{0{,}253 \times a} + 51{,}638, \quad r = 0{,}98 \qquad (9)$$

$$(a) = 2{,}8 \times a^3 - 1{,}2 \times a^2 + 16{,}5 \times a + 69{,}8, \quad r = 0{,}98 \qquad (10)$$

Функции $\sigma_1^{мет}$ (α), $\sigma_2^{(мет)}$ (α), $\sigma_2^{анк}$ (α) характеризуется кубическими полиномами, а функция $\sigma_1^{анк}$ (α) описывается экспоненциальной функцией. Значения угла падения пласта для металлоарочного крепления варьировалось в пределах α = 9-19,1°, а для выработок с анкерным креплением – α = 7-14°.

Функция $\sigma_1^{мет}$ (α)- возрастающая. При значениях угла падения α = 9…12°, значение напряжения $\sigma_1^{мет}$ (α) меняется от 10,87 до 23,14 МПа; при α = 12-15° – происходит незначительное изменение значения напряжения $\sigma_1^{мет}$ (α) = 23,14-24.25 МПа. Изменение угла падения от 15 до 19° оказывает существенное влияние, напряжение увеличивается до 45 МПа [1].

Значение же напряжения $\sigma_2^{мет}$ (α) колеблется незначительно в пределах от 14,6 до 3,78 МПа. При значении угла падения пласта α = 9-12° напряжение возрастет в диапазоне 1,9-3,78 МПа; при α = 12-17° напряжение убывает до 1,46 МПа; при α = 17-19° значение функции возрастает до 2,56 МПа.

Анализ результата моделирования показал, что с увеличением угла падения пласта от 7 до 14° главное напряжение $\sigma_1^{анк}$ возрастает от 58,5 до 92 МПа, или на 57 %.

Значение напряжения $\sigma_2^{анк}$ (α) колеблется в пределах от –4,38 до –15,1 МПа. Наибольшее влияние угол падения пласта оказывает при значениях от 10 до 13°.

Так, средние значения напряжения $\sigma_1^{анк}$ больше, чем значения $\sigma_1^{анк}$ (α) в 3,8 раза. То есть к размаху угла падения пласта более чувствительны выработки с анкерным креплением [2].

Исследование зависимости напряжений от глубины разработки

При металлоарочным креплении зависимость напряжений от угла падения пласта характеризуется формулами 20, 21, а при анкерном креплении – 22 и 23. Коэффициенты корреляции обозначены как r.

$$(H) = -30{,}349 + 0{,}038 \times H, \quad r = -0{,}87 \qquad (11)$$

Значение глубины разработки Н варьировались для металлоарочного крепления от 270 до 620 метров; для анкерного крепления от 290 до 730 метров [3].

Напряжение σ_1 при металлоарочном креплении возрастет от 64 МПа до 134 МПа или в 2 раза, а при анкерном креплении – от 48 до 84,5 МПа или в 1,8 раза. Как видно из графика, σ_2 при металлоарочном креплении возрастает от 12 до 26,04 МПа или 2,2 раза.

Анализ результатов наблюдений в диапазоне от 300 до 600 метров показывает, что значение напряжения σ_1 при металлоарочном креплении в 1,5 раза больше, чем при анкерном креплении. Что свидетельствует об устойчивости выработок при анкерном креплении, чем металлоарочном с ростом глубины [3].

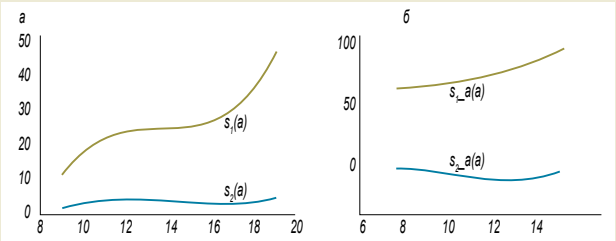


Рис. – **Влияние угла падения пласта на величину напряжений σ_1 и σ_2, возникающих вокруг контура выработки, закрепленной металлоарочной (а) и анкерной (б) крепи**

Исследование зависимости напряжений от размера сечения

В условиях шахт Угольного департамента при металлоарочном креплении зависимость напряжений от угла падения пласта характеризуется формулами 20, 21, а при анкерном креплении – 22 и 23. Коэффициенты корреляции обозначены как r.

$$\sigma_1^{мет}(s) = 9{,}96 \times 10^{-4} \times e^{0{,}702 \times s} + 65{,}886, \quad r = 0{,}97 \qquad (12)$$

$$\sigma_2^{мет}(s) = -0{,}0459 \times s^3 + 1{,}886 \times s^2 - 24{,}2 \times a + 114{,}314, \quad r = 0{,}94 \qquad (13)$$

$$\sigma_1^{анк}(s) = 0{,}163 \times e^{0{,}375 \times s} - 61{,}385, \quad r = 0{,}86 \qquad (14)$$

$$\sigma_2^{анк}(s) = 1{,}485 \times 10^{-11} e^{1{,}762 \times s} + 72{,}614, \quad r = -0{,}82 \qquad (15)$$

Полученные данные позволяют сделать вывод о том, что при увеличении размера сечения напряжения σ_1 вокруг контура выработок увеличиваются в случае металлоарочного и анкерного крепления.

Размер сечения при металлоарочном креплении варьировался от 8,5 до 14,4 метра, а при анкерном креплении – от 14,4 до 16,2 метра. Проанализировав влияние размера сечения с общим значением (s = 14,4 м^2) при разных видах крепления установили, что значение напряжения σ_1 при металлоарочном оказывает незначительное влияния на значение напряжения σ_1 (σ_1 = 66,3-70,423 МПа). Но при увеличении размера сечения от 12,8 м^2 до 14,4 м^2- напряжение возрастает от 70 до 90 МПа, или на 28 %.

Заключение

Так, средние значения напряжения $\sigma_1^{анк}$ больше, чем значения $\sigma_1^{мет}$ (α) в 3,8 раза. То есть к размаху угла падения пласта более чувствительны выработки с анкерным креплением.

В результате наблюдений в диапазоне от 300 до 600 метров показывает, что значение напряжения σ_1 при металлоарочном креплении в 1,5 раза больше, чем при анкерном креплении. Что свидетельствует об устойчивости выработок при анкерном креплении, чем металлоарочном с ростом глубины.

Литература

1 Бегалинов Ә. «Тау-кен ісінің негіздері», оқулық. Жоғарғы оқу орындарының қауымдастығы, «BOOKPRINT» ЖШС баспасы. – Алматы, 2016. – 730 б.

2 Бегалинов Ә. Б «Шахта және жерасты ғимараттары құрылысының технологиясы», I, II – томдар. – ҚазҰТУ, 2011

3 Демин В. Ф. Геомеханика при анкерном креплении горных выработок: монография / В. Ф. Демин, Т. С. Филиппова – МОН РК, Карагандинский государственный технический университет. – Караганда: КарГТУ, 2015. – 151 с.

А. Нарембекова
К. Жумашев
Б. Катренов
Б. Балбекова

СЕЛЕКТИВНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ АММОНИЙСОДЕРЖАЩИМИ РЕАГЕНТАМИ

• В статье описан один из альтернативных методов выщелачивания цветных металлов (меди и никеля) из техногенных отходов и бедных руд аммонийсодержащими реагентами. Растворы, содержащие хлорид аммония и аммиак, можно оценить как эффективные выщелачивающие агенты меди и цинка. При этом, учитывая различное влияние массовых долей аммиака и хлорида аммония на извлекаемость меди и цинка, можно подобрать составы, способные образовывать коллективные растворы при достаточно высокой степени извлечения обоих компонентов.

• Мақалада техногендік қалдықтардан және құрамында аммоний бар кедей кендерден Түсті металдарды (мыс пен никель) шаймалаудың балама әдістерінің бірі сипатталған. Аммоний және аммиак хлориді бар ерітінділерді Мыстың және мырыштың тиімді сілтілеу агенттері ретінде бағалауға болады. Бұл ретте, аммиак пен аммоний хлоридінің мыс пен мырыштың шығарылуына әртүрлі әсерін ескере отырып, екі компонентті алудың жоғары дәрежесі кезінде ұжымдық ерітінділерді түзуге қабілетті құрамдарды таңдауға болады.

• The article describes one of the alternative methods of leaching non-ferrous metals (copper and Nickel) from technogenic waste and poor ores with ammonium-containing reagents. Solutions containing ammonium chloride and ammonia can be evaluated as effective leaching agents of copper and zinc. At the same time, taking into account the different influence of the mass fractions of ammonia and ammonium chloride on the recoverability of copper and zinc, it is possible to choose compounds that can form collective solutions with a sufficiently high degree of extraction of both components.

Интенсификация сырьевого сектора экономики Казахстана в настоящее время все в большей степени осуществляется за счет вовлечения в переработку техногенных отходов, накопленных в больших количествах промышленными предприятиями за последние годы. Техногенные отходы, являясь вторичным сырьем для получения металлов, в то же время представляют опасность для окружающей среды.

Актуальность исследований по созданию технологии комплексной переработки техногенных отходов определяется их потенциальной ценностью для цветной и черной металлургии, строительной индустрии и решения экологической проблемы в промышленном регионе.

Одним из перспективных методов является выщелачивание цветных металлов из техногенного сырья с применением солей аммония. Привлекательность использования солей аммония заключается в том, что они позволяют извлекать оксиды цветных металлов (медь, цинк) селективно от железа.

Метод аммонизации (аммиачно-аммонийного экстрагирования металлов из упорных руд и техногенного сырья) – один из перспективных методов выщелачивания. Традиционно в данном методе в качестве основных вскрывающих реагентов используют растворы аммиака и солей аммония (сульфаты, карбонаты, нитраты, хлориды, ацетаты и др.).

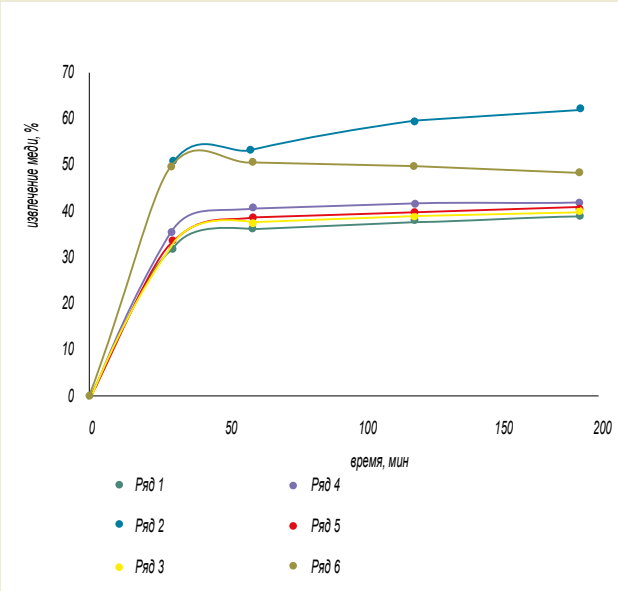
Рядом преимуществ обладает водно-аммиачная экстракция для извлечения меди. Извлечение производится без предварительной термической или иной обработки. В отличие от органических экстрагентов аммиачная вода не требует реэкстракции извлеченных из отходов цветных металлов или расхода дополнительных реагентов на их осаждение, так как извлеченные металлы выделяются из аммиачного раствора при отгонке аммиака.

Вариантом аммиачно-аммонийного экстрагирования металлов из промышленных отходов, содержащих цинк, свинец, железо и кадмий, является способ выщелачивания раствором хлорида аммония, предложенный А. С. Майерсоном [1]. Промышленные отходы обрабатывают раствором хлорида аммония с концентрацией 23 мас. % при температуре около 90 °С. После обработки нерастворившиеся компоненты отделяют фильтрованием, фильтрат обрабатывают металлическим цинком для вытеснения нежелательных металлических ионов (свинца и кадмия) из раствора, затем раствор охлаждают для осаждения из него соединений цинка. Осажденные соединения цинка промывают водой температурой 25-100 °С для удаления таких нежелательных соединений, как диамминодихлорид цинка $Zn(NH_3)_2Cl_2$, высушивают, в результате получают чистый оксид цинка с выходом около 65 %. Недостатком данного метода является невысокий выход целевого продукта (оксида цинка) и использование дорогостоящей стадии осаждения свинца и кадмия, требующей последующей переработки полученного продукта.

В работе [2] описан способ извлечения меди и цинка из руд и техногенных отходов (илов, образующихся при нейтрализации кислых рудничных вод известью), включающий выщелачивание минерального сырья аммиачными растворами, в которые добавляют соду. Полученную смесь перемешивают 0,5-1,5 часа и фильтруют, а образованный кек промывают свежей порцией содоаммиачного раствора и фильтруют. Максимальное извлечение меди составляет

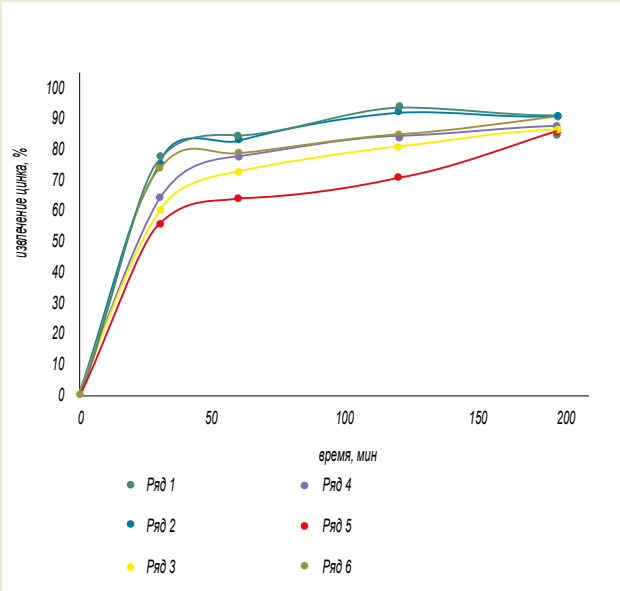
Результаты опытов по раздельному выщелачиванию

№ опыта	Время, мин	Степень извлечения на первой стадии, %		Степень извлечения, на второй стадии, %		Суммарная степень извлечения, %	
		медь	цинк	медь	цинк	медь	цинк
1	30	30	73,2	13	–	43	73,2
2	60	36	89,4	19,5	–	55,5	89,4
3	120	41,5	95,1	32,5	–	74	95,1
4	180	43	98,4	41,5	–	83,5	98,4



1 – 0; 2 – 1,5; 3 – 2; 4 – 3; 5 – 6,5; 6 – 13

Рис. 1 – **Извлечение меди в зависимости от времени при содержании аммиака, мас. %**



1 – 0; 2 – 1,5; 3 – 2; 4 – 3; 5 – 6,5; 6 – 13

Рис. 2 – **Извлечение цинка в зависимости от времени при содержании аммиака, мас. %**

92,9-95,2 % и достигается при соотношении Т : Ж, равном 1 : 2 (здесь Т – минеральное сырье, Ж – 25 %-й раствор аммиака), и введении в твердую фазу 10-16 % соды от массы Т. Содоаммиачный раствор, после дистилляции острым паром, разлагается на аммиак, содовый раствор, гидроксиды меди и цинка [2].

Авторами работы [3] выщелачивание промышленно значимых количеств меди из концентратов, руд, отходов и других материалов, содержащих халькопирит в количествах 0,01-99 масс. %, осуществляют выщелачивающим реагентом, содержащим аммиак и бисульфит аммония в весовом соотношении 0,6 : 1 при pH 10,4, с перемешиванием 450-1250 об мин в присутствии относительно больших абразивных твердых частиц (от 300 до 800 мкм) и окислителя – воздуха или кислорода [3].

В патенте [4] описан способ извлечения меди из руд или концентратов, содержащих сульфид меди, после измельчения до –149 мкм, путем выщелачивания их водным аммиачным раствором карбоната аммония в присутствии свободного кислорода. Остаток отделяют и измельчают для очистки наружной поверхности твердых частиц. Очищенный остаток затем повторно выщелачивают на второй стадии свежим раствором аммиак – карбонат аммония. После удаления свободного аммиака и двуокиси углерода раствор подкисляют серной кислотой и промышленно значимую медь высокой степени чистоты извлекают путем пропускания восстановительного газа (водорода) через смесь экстрактов при температуре 105 °С для осаждения элементарной меди.

Условием перехода ионов меди и цинка из твердой фазы в жидкую будет способность этих металлов образовывать аммиачный комплекс [5-7]. Согласно литературным данным возможность растворения оксида меди в водном растворе аммиака затруднена. Понижение активной концентрации гидроксид-ионов увеличивает растворимость гидроксида металла-комплексообразователя в аммиачном растворе. Эффективным способом снизить концентрацию гидроксид-иона в аммиачном растворе является введение в раствор аммонийной соли. В результате буферного действия иона аммония увеличивается ионная сила раствора.

В данной работе была поставлена задача на основе проведенных исследований найти оптимальный режим для извлечения меди из техногенных отходов медного производства.

Для проведения исследований по выщелачиванию цветных металлов из техногенных отходов применяли раствор хлорида аммония.

Химические взаимодействия оксидов меди и цинка с хлоридом аммония, протекающие с образованием комплексных соединений этих металлов, можно представить в виде следующих уравнений:

$$CuO + 4NH_4Cl + H_2O = [Cu(NH_4)_2]Cl_4 + 2NH_4OH; \quad (1)$$

$$ZnO + 4NH_4Cl + H_2O = [Zn(NH_4)_2]Cl_4 + 2NH_4OH; \quad (2)$$

$$CuO + 2NH_4Cl + 2NH_3 = Cu(NH_3)_4Cl_2 + H_2O; \quad (3)$$

$$ZnO + 2NH_4Cl + 2NH_3 = Zn(NH_3)_4Cl_2 + H_2O. \quad (4)$$

При взаимодействии оксидов металлов с хлоридом аммония кроме комплексной соли меди, хлорида цинка происходит образование аммиака (1 и 2). Аммиак вступает в реакцию с исходными продуктами реакции с образованием аммиакатов меди (3) и цинка (4).

Проведенные расчеты свидетельствовали о том, что все процессы комплексообразования являются термодинамически разрешенными. Величина изобарно-изотермического потенциала для оксида меди составляет 7,52 кДж/моль и для оксида цинка – 9,32 кДж/моль.

Исходным сырьем для проведения исследований по выщелачиванию меди и цинка были использованы кеки, полученные после обработки серной кислотой медных штейнов. Кеки имеют следующий химический состав, %: Cu – 43,54; Fe – 16,31 и Zn – 5,48.

Результаты выщелачивания меди и цинка в зависимости от добавленного аммиака в раствор 10 % хлорида аммония приведены на рисунках 1 и 2.

В результате проведения выщелачивания кека хлоридом аммония было замечено, что скорость извлечения меди при повышении pH раствора аммиаком значительно увеличивается. В связи с этим были проведены исследования по извлечению меди и цинка из кека в зависимости от добавления в раствор хлорида аммония аммиака.

Согласно полученным результатам видно, что добавление аммиака практически не влияет на выщелачивание цинка, но в то же время увеличение концентрации аммиака увеличивает извлечение меди из кека почти в два раза.

В процессе выщелачивания кека раствором, содержащим 10 % NH_4Cl и 12 % NH_4OH, за 4 часа цинк и медь переходили в растворенное состояние, образуя коллективный раствор синего цвета, что характерно для комплексных соединений меди, раствор аммиаката цинка – бесцветный. В ходе опыта pH раствора оставался постоянным. Большая часть меди и цинка была извлечена в течение часа. Относительная скорость перехода меди в раствор $1,5 \cdot 10^{-5}$ г/г · м^2 мин за час выше, чем цинка – $1,27 \cdot 10^{-5}$ г/г · м^{2}мин. Средняя скорость извлечения меди на промежутке времени от 0 до 60 минут составляет $4,16 \cdot 10^{-6}$ г/г · м^{2}мин, а для цинка – $2,5 \cdot 10^{-5}$ г/г · м^{2}мин. В конечном итоге полнота извлечения цинка в сравнении с медью становится выше.

Для сравнения эффективности извлечения кек подвергали трехчасовому выщелачиванию раствором с различным содержанием хлорида натрия и аммиака. Содержание хлорида натрия в растворе составляло 2; 5; 7,5 и 10 % и аммиака 2; 5; 10 и 15 %. Опыты проводили при комнатной температуре и соотношении Ж : Т = 10 : 1.

Результаты свидетельствуют о том, что выщелачивание 10 %-м раствором хлорида натрия, содержащим 5 и 10 % аммиака за 3 часа извлекает цинк только на 52,5 %. Извлечение меди в этих же условиях выполняется неполностью и соответственно составляет 43,4 %. Из проведенных экспериментальных данных следует, что имеется замедление скорости извлечения в 1,75 раза в данном промежутке времени. Причиной замедления скорости извлечения является диффузионное торможение. Низкая степень извлечения меди объясняется взаимным влиянием растворимости хлорида натрия в воде, в присутствии сульфидной серы в кеке.

Таким образом, растворы, содержащие хлорид аммония и аммиак, можно оценить как эффективные выщелачивающие агенты меди и цинка. Причем, учитывая различное влияние массовых долей аммиака и хлорида аммония на извлекаемость меди и цинка, можно подобрать составы, способные образовывать коллективные растворы при достаточно высокой степени извлечения обоих компонентов или же извлекать селективно, повышая содержание одного из металлов в растворе путем многократной обработки новых порций кеков.

Раздельное выщелачивание цветных металлов из кека проводили в две стадии при соотношении Ж : Т = 10 : 1 во всех опытах.

На первой стадии выщелачивание проводили раствором хлорида аммония. Выщелачивание проводили при температуре 50 °С в течение одного часа 10 %-м раствором хлорида аммония. На второй стадии раствор, содержащий 10 % аммиака и 1,5 % хлорида аммония. Результаты опытов занесены в таблицу.

Из данных экспериментов следует, что при раздельном выщелачивании степень извлечения по цинку на первой стадии достигает 98,4 и 43 % меди, на второй стадии выщелачивания можно получить 41,5 % меди, суммарное извлечение меди составило 83,5 %.

Таким образом, проведение выщелачивания в два этапа позволяет получить коллективный раствор, содержащий 98,4 цинка и 43 меди, а также раствор чистой меди 41,5 %.

Данная работа выполнена на базе Химико-металлургического института им. Ж. Абишева по научно-технической программе «Научно-технологическое обеспечение рационального использования минерально-сырьевых ресурсов и техногенных отходов черной и цветной металлургии с получением востребованной отечественной промышленностью продукции», тема проекта – «Разработка технологий комплексной переработки технологических растворов с получением богатого по меди концентрата для бесшлаковой плавки» согласно бюджетной программе 055 «Научная и (или) научно-техническая деятельность», подпрограмма 100 «Программно-целевое финансирование».

Литература

1 Майерсон А. С. Способ извлечения оксида цинка // Патент России № 2119542, 1992

2 Новгородов Д. С., Лазуткин В. Н., Трофимов Н. Н., Чугуевская О. М. Способ извлечения металлов // Патент России № 2099431, 1993

3 Буза Т. Б., Клинг Х., Нейлон Р. Д., Вильсон Д. П. Выщелачивание в присутствии абразива // Патент России № 2114197, 1994.

4 Kunda W., Rudyk B., Kohut M. Process for the recovery of copper and ammonium sulphate from copper-bearing mineral sulphide ores or concentrates // ПатентСША № 3985553, 1975

5 Варламова И. А., Гиревая Х. Я., Калугина Н. Л., Куликова Т. М., Медяник Н. Л. Физико-химические закономерности извлечения тяжелых металлов из техногенных гидроминеральных месторождений. – Магнитогорск: МиниТип, 2010. – 246 с.

6 Варламова И. А., Чурляева Н. А. Изучение условий кондиционирования оборотных растворов кучного выщелачивания и извлечения из них меди // Международная научно-практическая конференция «Общество, наука и инновации» в 4 частях. – Уфа, 2013. – С. 242-245

7 Калугина Н. Л., Варламова И. А., Калугин Д. А. Современные способы снижения содержания ионов меди (II), железа и хлора при обессоливании растворов // Международная научно-практическая конференция «Химия. Технология. Качество. Состояние, проблемы и перспективы развития». – Магнитогорск, 2012. – С. 20-33

С. Мазанов
Р. Усманов
Ж. Куагу
Д. Ункпатэн
М. Фонкоу
Ф. Гумеров
З. Зарипов
Ю. Шаповалов
М. Наурызбаев

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ НЕКАТАЛИТИЧЕСКОЙ И КАТАЛИТИЧЕСКОЙ РЕАКЦИИ ПЕРЕЭТЕРИФИКАЦИИ РАПСОВОГО МАСЛА В СВЕРХКРИТИЧЕСКИХ ФЛЮИДНЫХ УСЛОВИЯХ НА УСТАНОВКЕ ПРОТОЧНОГО ТИПА

• Проведено экспериментальное исследование получения биодизельного топлива в процессе каталитической и некаталитической переэтерификации рапсового масла в среде этанола в сверхкритических флюидных условиях при ультразвуковом воздействии на реагирующую среду при мольных соотношениях этиловый спирт – рапсовое масло 12 : 1, 18 : 1 в диапазоне температур 593-653 К, давлении 30 МПа на установке, реализующей проточный режим. Определены оптимальные условия проведения реакции и мольные соотношения исходных реагентов. Дополнительно рассмотрена концентрация пропитывания катализатора BiO на подложку Al_2O_3 на предмет ускорения реакции переэтерификации.

• Этил спирті – рапс майы 12 : 1, 18 : 1 мольдық арақатынаста 593-653 К температура диапазонында, ағынды режимді іске асыратын қондырғыда 30 МПа қысымда реакция кезінде әсер ететін ортаға ультрадыбыстық әсер ету кезінде аса критикалық флюидтік жағдайларда этанол ортасында рапс майын каталитикалық және паталитикалық емес қайта этерификациялау процесінде биодизельді отынды алуға эксперименттік зерттеу жүргізілді. Реакция жүргізудің оңтайлы шарттары мен бастапқы реагенттердің мольдік арақатынасы анықталды. Қосымша Al_2O_3 төсенішіне Bio катализаторын сіңдіру концентрациясы қайта этерификациялау реакциясын жеделдету мәніне қарастырылған.

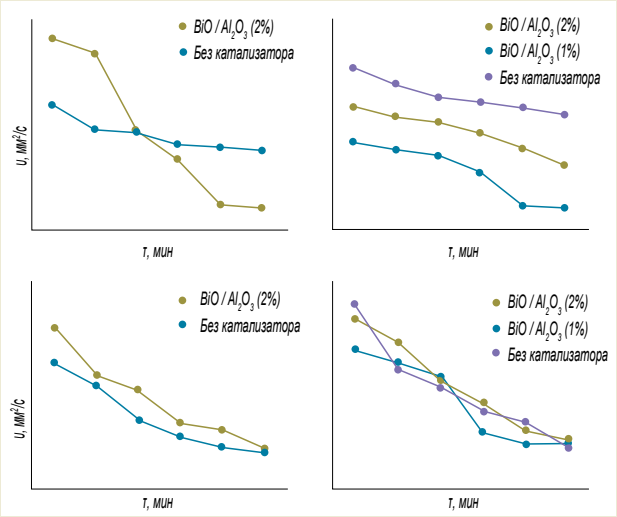
• An experimental study of biodiesel production in the process of catalytic and non-catalytic transesterification of rapeseed oil in the ethanol medium under supercritical fluid conditions under ultrasonic action on the reacting medium at the molar ratio ethyl alcohol – rapeseed oil 12 : 1, 18 : 1 in the temperature range 593-653 K, pressure of 30 MPa at the installation that implements the flow regime. The optimal reaction conditions and molar ratios of the initial reagents were determined. Further the concentration of the impregnation of the catalyst BiO on a substrate of Al_2O_3 on the subject of the acceleration of the interesterification reaction.

Мировое энергетическое агентство на 2025 год прогнозирует нехватку нефти на уровне 14 %, что в несколько раз превосходит нынешний показатель [1]. Для обеспечения устойчивого и поступательного развития экономики, энергетической безопасности и сохранения планеты как места, пригодного для жизни, необходимы как альтернативные источники энергии, так и альтернативное сырье для химических и иных отраслей промышленности [1]. К относительно новым видам экологически чистого топлива относится биотопливо. Наиболее распространенным в Европе видом биотоплива является биодизельное топливо [2], получаемое, как правило, реакцией переэтерификации триглицеридов жирных кислот, из которых состоят растительные масла и животные жиры, со спиртами различной природы. Его использование в обычных двигателях внутреннего сгорания не требует изменений в конструкции двигателя. При этом биодизельное топливо может быть представлено как самостоятельно, так и в смеси с нефтяным дизельным топливом [3].

Промышленно используемый метод получения биодизельного топлива [4] имеет недостатки, связанные с излишней длительностью процесса, плохой смешиваемостью исходных реагентов, что обусловливает относительно малую площадью контакта фаз, а также необходимостью очистки продукта реакции от гомогенных катализаторов. Сложность в использовании гомогенных катализаторов заключается в ограниченности их многократного использования, необходимости удаления из продукта реакции, а также тот фактор, что традиционно содержащиеся в масле свободные жирные кислоты не могут в полной мере быть преобразованы в биодизельное топливо, что может привести к мылообразованию [5], которое ингибирует разделение биодизельного топлива и глицерина на конечном этапе [6].

Гетерогенная каталитическая переэтерификация имеет ряд преимуществ по сравнению с гомогенной каталитической реакцией: не требуется удаление катализатора из продукта реакции; он может быть повторно и многократно использован; не приводит к образованию продуктов омыления.

Для того чтобы производство биодизельного топлива стало рентабельным, мировое сообщество ищет пути удешевления его получения. Одним из решений данной проблемы является осуществление реакции переэтерификации в сверхкритических флюидных условиях (СКФ) для реакционной смеси, которое может быть дополнено рядом модифицирующих технологию факторов, таких, к примеру, как ультразвуковое эмульгирование реакционной смеси, использование сорастворителя среды реакции, гетерогенного катализатора и других [7]. Процесс в сверхкритических флюидных условиях менее требователен к качеству исходного сырья [8], протекает за меньшее количество



а) м. с. 12 : 1; Т = 593 К; б) м. с. 12 : 1; Т = 623 К; в) м. с. 18 : 1; Т = 638 К; г) м. с. 18 : 1; Т = 653 К

Рис. – **Зависимость кинематической вязкости от длительности реакции при различных температурах опыта и мольных соотношений этанол – рапсовое масло**

стадий [8], приемлемая конверсия масел / жиров в биодизельное топливо может быть достигнута в течение нескольких или десятков минут [8].

Целью настоящего исследования явилось проведение реакции переэтерификации в сверхкритических флюидных условиях реакционной смеси и нахождение путей снижения параметров проведения процесса и исходных мольных соотношений за счет использования ультразвукового эмульгирования реагентов и применения гетерогенного катализа.

Экспериментальная часть

Материалы и методы

В настоящей работе исходным сырьем служили: 100 %-е рапсовое рафинированное дезодорированное масло первого сорта ОАО «Астон» (Ростов-на-Дону, Россия), а также этиловый пищевой спирт с объемной долей этилового спирта 95 %. Выбор этилового спирта вместо промышленно используемого метилового обусловлен тем, что он лучше смешивается с растительными маслами, обладает меньшими показателями токсичности, летучести и коррозионной активности [9].

В качестве гетерогенного катализатора выступал синтезированный катализатор BiO / Al_2O_3, полученный в результате пропитки кольцеобразных гранул Al_2O_3 белого цвета марки АОК-63-22К водным раствором азотнокислой соли висмута. При растворении нитрата металла в подогретой дистиллированной воде готовится необходимое количество раствора, который перемешивается с гранулированным Al_2O_3 в течение 2 часов. После чего раствор выпаривается в течение около 1 часа. При этом происходит отложение солей в поверхностном слое носителя катализатора. После этого проводят этап вакуумно-импульсной сушки [10] при температуре 373 К и атмосферном давлении до «постоянства массы образца». Готовый катализатор прокаливается в муфельной печи при температуре 773 К в течение 4 часов и, наконец, охлаждается в атмосферных условиях.

В конечном итоге были приготовлены синтезированные катализаторы с 1 и 2 %-й пропиткой от массы Al_2O_3.

Содержание ЭЭЖК по результатам хроматографического анализа и «вязкостной корреляции» (формула 4) после 30 минут реакции

Наличие катализатора	Температура реакции и мольное соотношение реагентов	Концентрация ЭЭЖК по результатам хроматографии	Концентрация ЭЭЖК по вязкостной корреляции
Б / к	593 К (12 : 1)	–	56,76
	623 К (12 : 1)	77,51	66,12
	638 К (18 : 1)	94,35	94,78
	653 К (18 : 1)	–	95,76
BiO / Al2O3 (2 %)	593 К (12 : 1)	–	66,47
	623 К (12 : 1)		87,75
	638 К (18 : 1)	95,02	95,45
	653 К (18 : 1)	–	95,63
BiO / Al2O3 (1 %)	623 К (12 : 1)	80,32	76,66
	653 К (18 : 1)	–	94,75

Экспериментально осуществление реакции в сверхкритических условиях проведено на установке непрерывного действия, подробно описанной в [11-14].

Методики определения содержания биодизельного топлива в продукте реакции переэтерификации

Оценочными факторами в определении количества получаемого целевого продукта выступали хроматографический анализ и вязкостная корреляция.

Хромато-масс-спектрометрическое исследование образцов продукта реакции переэтерификации проведено на приборе DFS Thermo Electron Corporation (Германия). Использована капиллярная колонка марки ID-BP5X (аналог DB-5MS) австралийской компании SGE (Scientific Glass Engineering) длиной 50 метров и диаметром 0,32 мм. Химический состав фазы представлен 5 % мидифенила и 95 % диметилполисилоксана при толщине слоя фазы в 0,25 мкм. Метод ионизации – электронный удар. Энергия ионизирующих электронов составляла 70 эВ, температура источника ионов – 280 °С. Газ-носитель – гелий. Условия получения хроматограмм: температура инжектора – 280 °С, деление потока – 1 : 10; поток газа-носителя через колонку – 2 мл/мин; выдержка – 50 минут; температура устройства коммуникации с масс-спектрометром – 280 °С. Пробы объемом 0,1 мкл были растворены в этаноле в соотношении 1 : 100. Количественный анализ проведен по методу внутренней нормализации [11]. Обработка масс-спектральных данных проведена с использованием программы Xcalibur.

Однако хроматографический метод требуют больших затрат времени, денежных средств (высокая стоимость приборов) и сложен в определении содержания ЭЭЖК в продукте реакции. Наличие некоего экспресс метода полезно и даже необходимо. В этом качестве может выступить вискозиметрия. DeFillipis и соавторы [15] впервые рассмотрели вискозиметрию в качестве потенциальной основы аналитического метода оценки концентрации метиловых эфиров жирных кислот в образцах продукта реакции переэтерификации.

Вязкостная корреляция содержания ЭЭЖК в образцах продукта реакции переэтерификации, осуществленной в сверхкритических флюидных условиях, в настоящей работе определена как функции кинематической вязкости этих образцов:

$$W = A\ln(\upsilon) + B; \quad (1)$$

$$\upsilon = \exp(W / A - C), \quad (2)$$

где W – концентрация ЭЭЖК в образце продукта реакции, масс. %; υ–коэффициент кинематической вязкости образца продукта реакции, мм^2 · с$_{-1}$; A, B, C – подгоночные эмпирические параметры: A = – 49,392473, C = –3,513642, C = B / A.

Значения констант уравнения (2) определены с помощью линейной аппроксимации вязкостно-концентрационной зависимости для гипотетических образцов продукта реакции, в которых отсутствует спиртовая компонента (рапсовое масло и ЭЭЖК).

Результаты и обсуждения

Эксперименты по СКФ-переэтерификации проведены при давлении 30 МПа в диапазоне температур 593-653 К, мольных соотношениях этанол – рапсовое масло 12 : 1, 18 : 1 как без, так и с использованием BiO / Al_2O_3 с 1- и 2%-м содержанием активных компонентов на носителе.

Для возможности оценки количества получаемого топлива по значениям коэффициента кинематической вязкости продукта предварительно была измерена ее величина. Для измерения кинематической вязкости использовались стандартные вискозиметры ВПЖ-2 с диаметром капилляра 0,56 мм (с диапазоном измеряемой кинематической вязкости от 2 до 10 мм^2 · с$^{-1}$) и 0,73 мм (для диапазона от 6 до 30 мм^2 · с$^{-1}$) с длиной 216 мм (ГОСТ 10028-81). Кинематическая вязкость полученных образцов биодизельного топлива измерялась при 40 °С 5 раз и определялась по формуле:

$$\upsilon = (K \cdot g \cdot \tau) / 9{,}807, \quad (3)$$

где υ – кинематическая вязкость жидкости (мм^2/с); K – постоянная вискозиметра (K = 0,01 для ВПЖ-2 с диаметром 0,56 мм и K = 0,03 для ВПЖ-2 с диаметром 0,73 мм); g – ускорение свободного падения в месте проведения измерений (м/с^2); τ – время истечения жидкости (с); 9,807 – ускорение свободного падения в месте калибровки прибора (м/с^2).

Результаты измерений приведены на рисунке:

По формуле (2) на основании значений кинематической вязкости *(рис.)* была рассчитана концентрация эфиров жирных кислот после 30 минут реакции и сопоставлена со значениями, полученными хроматографическим путем *(табл.)*.

Выводы

Исходя из рисунка можно заключить, что с увеличением длительности реакции и температуры кинематическая вязкость получаемых образцов продукта реакции снижается.

Как видно из таблицы, наблюдается хорошее согласие (в пределах погрешности) между концентрациями ЭЭЖК, найденными по вязкостной корреляции и хроматографическому анализу для измеренного диапазона параметров за исключением мольных соотношений этанола к рапсовому маслу равным 12 : 1 (Т = 623 К). Причиной такого несоответствия является наличие непрореагировавшего рапсового масла, растворенного в образцах биодизельного топлива. Как известно [16], вязкость триглицеридов жирных кислот, содержащихся в рапсовом масле, выше вязкости эфиров соответствующих жирных кислот.

При прочих равных условиях использование различных катализаторов увеличивает содержание ЭЭЖК в продуктах реакции. По сравнению с некаталитическим процессом заметно увеличение концентрации биодизеля вплоть до 17,5 %. Сравнивая результаты с использованием BiO / Al_2O_3 с 2 %-й масс пропиткой катализатора по сравнению с 1 %-й пропиткой, то наблюдаются более высокие выходы по целевому продукту.

Наилучшими условиями проведения процесса переэтерификации определены температурой 638 К, мольном соотношении этанол – рапсовое масло 18 : 1.

Благодарность

Авторы исследования выражают благодарность Комитету науки МОН РК в реализации программы «Зеленые» технологии на основе сверхкритических сред» (ИРН №BR05236420).

Литература

1 Gumerov F. M., Gabitov F. R., Gazizov R. A., Bilalov T. R., Yarullin R. S. Prospects for the use of sub- and supercritical fluid media in the production of biodiesel fuel / Supercritical Fluids: Theory and Practice. – 2006. – № 1. – P. 66-76

2 Math M. C., Kumar S. P., Chetty S. V. Technologies for biodiesel production from used cooking oil – a review / Energy for Sustainable Development. – 2010. – № 4. – P. 339-345

3 Marchetti J. M., Miguel V. U., Errazu A. F. Possible methods for biodiesel production / Renewable and Sustainable Energy Reviews. – 2007. – № 11. – P. 1300-1311

4 Alhassan Y., Kumar N., Bugaje I. M., Pali H. S., Kathkar P. Co-solvent stransesterification of cotton seed oil into biodiesel: effects of reactionconditions on quality of fatty acids methyl esters / Energy Convers. Manag. – 2014. – № 84. – P. 640-648

5 Furuta S., Matsuhasbi H., Arata K. Biodiesel fuel production with solid superacid catalysis in fixed bed reactor under atmospheric pressure / Catal. Commun. – 2004. – № 5. – P. 721-723

6 Canakci M., Van Gerpen J. A pilot plant to produce biodiesel from high free fatty acid feedstocks / Trans. ASAE. – 2003. – № 46. – P. 945-955

7 Bogdan V. I., Koklin A. E., Krasovsky V. G., Lunin V. V., Sergeeva Y. E., Ivashechkin A. A., Feofilova E. P. Production of fatty acid methyl esters that are the basis for biodiesel fuel from mycelial fungi lipids extracted by supercritical CO2 / Russian Journal of Physical Chemistry B. – 2014. – № 8. – P. 1004-1008

8 Usmanov R. A., Mazanov S. V., Gabitova A. R., Miftakhova L. Kh., Gumerov F. M., Musin R. Z., Abdulagatov I. M. The effect of fatty acid ethyl esters concentration on the kinematic viscosity of biodiesel fuel / J. Chem. Eng. Data. – 2015. – № 11. – P. 3404-3413

9 Noureddini H., Harkey D., Medikonduru V. A continuous process for theconversion of vegetable oils into methyl esters of fatty acids / J. Am. Oil Chem. Soc. – 1998. – № 75. – P. 1775-1783

10 Gaifullina R. R., Kurbangaleev M. S., Zaripov Z. I., Anashkin D. A. Experimentalsetup for the study of the kinetics of drying of capillary-porous materials forthe vacuum-pulse technology / Bull. Kazan State Technol. Univ. – 2011. – № 2. – P. 132-137

11 Gumerov F. M., Usmanovand R. A. others (21 authors). Biodiesel fuel. Transesterification in supercritical conditions. – Kazan: Publishing House Innovative Publishing House Butlerov Heritage. – 2017. – 360 p.

12 Biktashev Sh. A., Usmanov R. A., Gabitov R. R., Gazizov R. A., Gumerov F. M., Gabitov F. R., Abdulagatov I. M., Yarullin R. S., Yakushev I. A. Transesterification of rapeseed and palm oils in supercritical methanol and ethanol // Biomass and Bioenergy. July 2011. – Vol. 35. Issue 7. – P. 2999-3011

13 Usmanov R. A., Gabitov R. R., Biktashev Sh. A., Shamsetdinov F. N., Gumerov F. M., Gabitov F. R., Zaripov Z. I., Gazizov R. A., Yarullin R. S., Yakushev I. A. Pilot unit for permanent transesterification of vegetable oils in supercritical methanol or ethanol media // Russian J. of Physical Chemistry B. 2011. – Vol. 5, № 8. – P. 1216-1227

14 Mazanov S. V., Gabitova A. R., Miftahova L. H., Usmanov R. A., Gumerov F. M., Zaripov Z. I., Vasilev V. A., Karalyn E. A. Preparing biodiesel fuel in supercritical fluid conditions with geterogeneous catalysts // Russian J. of Physical Chemistry B. 2016. – Vol. 10, № 7. – P. 1099-1107

15 De Filipis P., Giavarini C., Scarsella M., Sorrentino M. Transesterification processes for vegetable oils: a simple control method of methyl ester content / Journal of the American Oil Chemists Society. – 1995. – № 72. – P. 1399-1404

16 Knothe G., Steidley K. R. Kinematic viscosity of biodiesel components (fatty acid alkyl esters) and related compounds at low temperatures / Fuel. – 2007. – № 86. – P. 2560-2567

Ж. Каирбеков
А. Малолетнев
Н. Смагулова

НОВАЯ КОНЦЕПЦИЯ ПЕРЕРАБОТКИ КОКСОХИМИЧЕСКОГО БЕНЗОЛА И НАФТАЛИНОВЫХ ФРАКЦИЙ КАМЕННОУГОЛЬНОЙ СМОЛЫ

• *Для интенсификации технологии переработки коксохимической (каменноугольной) смолы, увеличения выхода высокочистого бензола и бессернистого нафталина разработана новая концепция совместной переработки коксохимического бензола и нафталиновых фракций каменноугольной смолы полукоксования угля Шубаркольского месторождения, заключающаяся в высокотемпературной гидрогенизации предварительно озонированного сырья с получением высокочистого бензола и бессернистого нафталина методом четкой ректификации.*

• *Коксохимиялық шайырларды өңдеу технологияларын қарқындату және тазалығы жоғары бензолмен күкіртсіз нафталин мөлшерін арттыру мақсатында озондалған шикізатты жоғары температурада гидогенизациялау арқылы нақты ректификация әдісімен күкіртсізденген нафталин және тазалығы жоғары бензол алуға негізделген, Шұбаркөл кен орыны көмірін жартылай кокстеу арқылы алынған тас көмір шайырының нафталин фракциясымен шикі коксохимиялық бензолды бірлестіре өңдеудің жаңа концепциясы жасалды.*

• *To intensify the processing of coke-chemical (coal-tar) resin, increase the yield of high-purity benzene and sulfur-free naphthalene, a new concept of co-processing of coke-chemical benzene and naphthalene fractions of coal tar semi-coking coal of the Shubarkol deposit has been developed, consisting in high-temperature hydrogenation of pre-ozonized raw materials to produce high-purity benzene and sulfur-free naphthalene using a clear rectification method.*

Для производства высококачественных химических продуктов из коксохимического сырья (сырой бензол, нафталиновые и другие фракции каменноугольной смолы) в настоящее время продолжаются работы по совершенствованию технологии очистки сырого коксохимического бензола методами сернокислотной очистки, экстракции, ректификации и т. д. [1]. Однако, например, при гидроочистке БТК-фракции сырого бензола в составе получаемых жидких продуктов значительно увеличивается количество насыщенных углеводородов, которые при выделении бензола методом ректификации приводят к образованию азеотропных смесей и потерям до 10 % бензола (температура кристаллизации бензола не превышает +5,35 °С вместо +5,45 °С) [2]. Аналогичные закономерности отмечаются в опубликованной литературе, посвященной гидроочистке нафталиновых фракций каменноугольной смолы.

Что касается переработки более высококипящих фракций смолы (антраценовая), то достаточного экспериментального опыта в этом отношении не имеется и вопрос требует специальной проработки, хотя попытки подобного рода предпринимались.

Отмечается, что более перспективным и универсальным методом глубокой переработки жидких продуктов коксования углей остается высокотемпературная гидрогенизация под невысоким давлением водорода [3]. При высокотемпературной гидрогенизации под давлением до 4-5 МПа с катализаторами (550-600 °С) или без них (термический процесс, 650-700 °С) протекают две основные реакции превращения углеводородов – деструкция парафиновых и нафтеновых углеводородов в газы C_1-C_4 и деалкилирование ароматических углеводородов [4]. В результате в составе жидких продуктов сохраняются в основном бензол, нафталин и их гомологи, выделение которых методом четкой ректификации не вызывает затруднений. Кроме того, за счет деалкилирования выход их значительно возрастает в зависимости от потенциального содержания в сырье.

В работе [5] установлено, что предварительное озонирование смеси сырого коксохимического бензола и нафталиновой фракции (3 : 1) в течение 60 минут позволяет при последующей высокотемпературной гидрогенизации получить выход ценных химических продуктов в количестве 95-96 % от перерабатываемого сырья.

Процесс озонолиза – один из возможных способов увеличения выхода и повышения качества химических продуктов и компонентов моторных топлив, получаемых из труднопереработываемого высокомолекулярного сырья как нефтяного, так и угольного происхождения, а также из продуктов переработки природных битумов, асфальтов и др. [6, 7].

Эксперимент

В качестве сырья применяли смесь сырого коксохимического бензола и нафталиновой фракции в массовом соотношении 3 : 1 с температурой кипения 180-230 °С каменноугольной смолы, получаемых на предприятии АО «Сары Арка Спецкокс» (г. Караганда, Республика Казахстан).

Гидрогенизацию проводили в проточной лабораторной установке высокого давления с пустотелым реактором объемом 0,25 дм^3 с перемешивающим устройством *(рис. 1)*. Сырье в смеси с измельченным катализатором помещали в реактор, который предварительно продували аргоном при начальном давлении 4 МПа. Включали обогрев реактора, при достижении 150 °С – перемешивающее устройство. Температуру замеряли термопарой и автоматически поддерживали с точностью ±2 °С. Групповой углеводородный состав сырья и полученных гидрогенизатов определяли на хроматографе «Хроматэк» (Германия), содержание серы – прибором Post Leki P1437 (Германия).

Результаты и обсуждение

Проведены опыты по высокотемпературной гидрогенизации смеси сырого коксохимического бензола и нафталиной фракции

Таблица 1

Результаты высокотемпературной гидрогенизации предварительно озонированной смеси бензол : нафталиновая фракция (4 МПа, бензол : нафталиновая фракция = 3 : 1, H_2 : сырье = 12 : 1 (моль), Мо-содержащий катализатор на цеолите HNaY)

Показатель	Температура, °С	
	450	525
Выход жидких продуктов, мас. %	93,8	96,6
Выход газа (C_1-C_4), мас. %	5,2	3,1
Расход водорода, мас. %	1	0,8
Содержание кокса на катализаторе, мас. %	2,4	3,6
Выход продуктов при четкой ректификации, мас. %:		
бензол	56	51,2
нафталин	22,3	23,9

Таблица 2

Результаты высокотемпературной гидрогенизации предварительно гидроочищенного сырья в смеси с рециркулятом после выделения нафталина (525 °С, 4 МПа, объемная скорость подачи сырья – 0,5 кг/л · ч)

Показатель	Гидроочищенное сырье	Гидроочищенное сырье + остаток после выделения нафталина
Выход жидких продуктов, мас. %	97	98,2
Выход газа (C_1-C_4), мас. %	2,2	1,2
Расход водорода, мас. %	0,2	0,8
Содержание кокса на катализаторе, мас. %	0,6	3,6

смолы в соотношении 3 : 1. Характеристика смеси, масс. %: насыщенные углеводороды – 2,9; бензол – 47,6; толуол – 12,8; ксилолы – 3,8; этилбензол – 0,9; ароматические углеводороды C_9 – 3,6; тетралин + метилтетралины – 15,8; нафталин – 10,2; 2-метилнафталин – 0,9; 1-метилнафталин – 0,1; другие соединения – 4,1; содержание серы < 0,001 при давлении 4 МПа, температуре 450 и 525 °С, соотношении Н2 : сырье = 12 : 1 (моль), Мо-содержащий катализатор на цеолите HNaY. Для увеличения выхода гидрогенизата и улучшения качества бензола и нафталина сырье предварительно подвергали озонированию при 20 °С и атмосферном давлении. Озонирование осуществляли на лабораторном озонаторе ПВ-5 в реакторе барботажного типа с непрерывной подачей озоновоздушной смеси (2,16 мол. % озона) со скоростью 2 мл/мин [8]. Учитывая результаты исследований [8] озонирование продолжали в течение 60 минут. Затем озонированную смесь сырого коксохимического бензола и нафталиновой фракции смолы подвергали высокотемпературной гидрогенизации. Результаты приведены в таблице 1.

Из таблицы 1 следует, что отложение кокса на катализаторе при осуществлении процесса при 450 °С на 1,2 % меньше, чем при 525 °С. Однако при гидрогенизации сырья при 525 °С отмечено увеличение выхода нафталина на 1,6 % и гидрогенизата 96,6 % по сравнению с 93,8 % при 450 °С. Для выделения из гидрогенизата, полученного при 525 °С, товарных бензола и нафталина был применен метод четкой ректификации. Из гидрогенизата отгонялась головная фракция, а затем выделялись бензол, толуол, фракции с температурой кипения 120-150 и 150-180 °С (растворители) и нафталин.

Полученный при ректификации кристаллический нафталин имел следующие показатели качества: температуру кристаллизации – 78,6 °С и содержание серы – менее 0,0002 %. Температура кристаллизации бензола была равна 5,41 °С, плотность ρ_4^{20} – 0,8783, йодное число – менее 0,05 г J_2/на 100 граммов продукта, содержание серы – 0,00014 %, что соответствует требованиям ГОСТ 9572-93 на высокочистый бензол для органического синтеза.

Поскольку за один пропуск сырья полного превращения его в бензол, нафталин и газ не происходит, то ароматические углеводороды C_7-C_9 и C_{11} должны после выделения бензола и нафталина возвращаться в процесс в количестве порядка 25-30 % в виде рециркулята.

Результаты высокотемпературной гидрогенизации смеси (75 : 25) гидроочищенного сырья и остатка после выделения нафталина приведены в таблице 2, химический состав полученных продуктов – на рисунке 2.

Из таблицы 2 следует, что при гидрогенизации гидроочищенного сырья с добавлением остатка после выделения нафталина выхода гидрогенизата составляет 98,2 % по сравнению с 97 % при гидрогенизации сырья без добавления рециркулята. При этом газообразование составляет 1,2 %, расход водорода – 0,8 %, содержание кокса на катализаторе – 3,6 %.

Из рисунка 2 видно, что в составе продуктов, полученных при добавлении остатка рециркулята, выход бензола увеличивается на 1,4 %, нафталина – на 1,9 % за счет гидродеалкилирования и гидрокрекинга ароматических углеводородов.

Таким образом, в результате проведенных исследований обосновано применение процесса высокотемпературной гидрогенизации смеси сырого коксохимического бензола и нафталиновых фракций каменноугольной смолы для получения бессернистого нафталина высшего качества, высокочистого бензола для органических синтезов, а также для увеличения выхода нафталина в результате гидродеметилирования его гомологов, содержащихся в каменноугольной смоле.

Полученные результаты экспериментальных исследований были применены при разработке принципиальной технологической схемы *(рис. 3)* и новой концепции совместной гидрогенизационной переработки коксохимического бензола и нафталиновых фракций каменноугольной смолы, согласно которой переработку сырья предлагается осуществлять следующим образом:

– смесь сырой, необезвоженной смолы полукоксования АО «Сары Арка Спецкокс» угля Шубаркольского месторождения и остатка дистилляции с температурой кипения выше

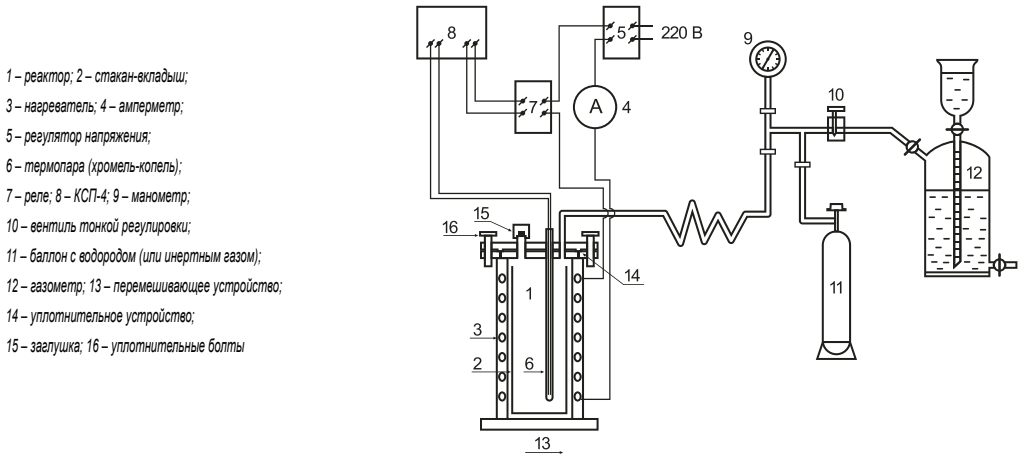


Рис. 1 – **Схема лабораторной проточной установки высокого давления**

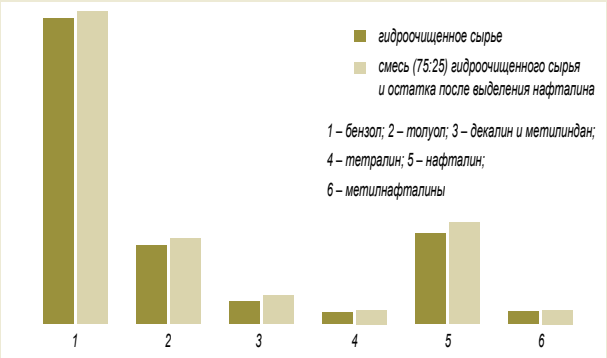


Рис. 2 – **Химический состав продуктов высокотемпературной гидрогенизации сырого бензола и нафталиновой фракции в смеси с остатком рециркуляции (мас. %)**

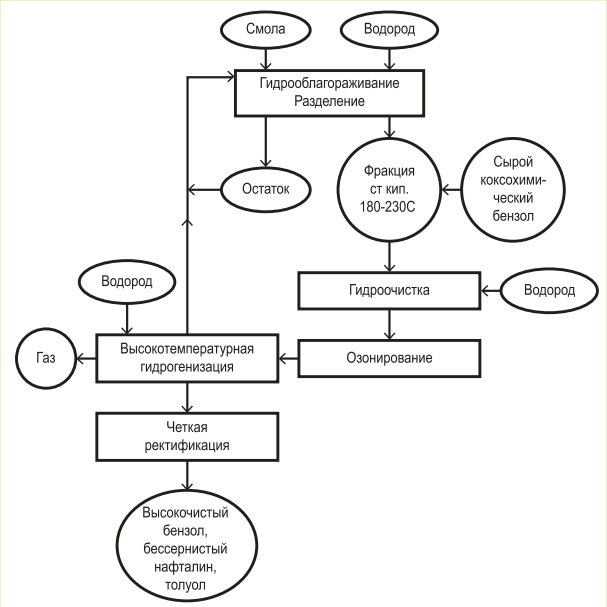


Рис. 3 – **Принципиальная технологическая схема получения высокочистого бензола и бессернистого нафталина из смеси (3 : 1) сырого коксохимического бензола и нафталиновых фракций каменноугольной смолы**

320 °С нефти месторождения «Кумколь», взятых в соотношении 1 : 1, направляют на гидрогенизацию при 5 МПа, 450 °С, псевдогомогенный катализатор $(NH_4)_6Mo_7O_{24} \cdot 4H_2O$. Водород получают короткоцикловой адсорбцией коксового газа;

– гидроочищенную в отдельной ступени смесь (3 : 1) сырого коксохимического бензола и нафталиновой фракции с температурой кипения 180-230 °С смолы подвергается озонированию в течение 60 минут с непрерывной подачей озоновоздушной смеси (2,16 мол. % озона) со скоростью 2 мл/мин;

– после озонолиза сырье направляют в стадию высокотемпературной гидрогенизации (4 МПа, 525 °С, H_2 : сырье = 12 : 1 (моль), Mo-содержащий катализатор на цеолите HNaY);

– товарные продукты получают методом четкой ректификации. Из гидрогенизата отгоняется головная фракция, а затем выделяют высокочистый бензол, толуол, фракции 120-150 и 150-180 °С (растворители) и бессернистый нафталин.

При полной переработке сырого коксохимического бензола и нафталиновой фракции с температурой кипения 180-230 °С смолы с рециркуляцией остатка (~ 25-30 %), а также применения озонирования сырья выход конечных продуктов составит, мас. %: бензол – 51,2; толуол – 11,9; нафталин – 23,9; фракция с температурой кипения 120-150 °С (растворитель I) – 3,7; фракция с температурой кипения 150-185 °С (растворитель II) – 2,4; добензольная фракция – 6,2; донафталиновая фракция – 0,6; газ C_1-C_4 – 3,1.

Литература

1 Коробчанский В. И. Разработка и исследование способов получения бензола для синтезов // Кокс и химия. – 1996. – № 4. – С. 33-37

2 Заманов В. В., Кричко А. А., Телков Ю. К. Чистые ароматические углеводороды из угольного сырья / Научно-практическая конференция «Актуальные проблемы нефтехимии». Тезисы докладов. – Звенигород: Изд-во МГУ, 2001. – С. 44

3 Рохина Е. Ф., Шевченко Г. Г., Рохин А. В., Латышев В. П. Гидрогенизационная переработка угольных смол – способ получения сырья для химической промышленности / Конференция «Глубокая переработка твердого ископаемого топлива – стратегия России в XXI веке». Тезисы докладов. – Звенигород: Изд-во МГУИЭ, 2007. – С. 72

4 Кричко А. А., Скворцов Д. В., Советова Л. С., Филиппов Б. С. Применение гидрогенизационных процессов в технологии переработки коксохимических продуктов / Труды. ИГИ. Т. XXIII. Вып. 4. – М.: Изд-во ИОТТ, 1968. – С. 172

5 Kairbekov Zh. K., Maloletnev A. S., Smagulova N. T., Sabitova A. N. Ozonolysis of the semi coking tar of coal the Shubarkol deposit // Solid Fuel Chemistry. 2018. – V. 52. № 5. – P. 320-327

6 Камьянов В. Ф. // Технологии ТЭК. –2005. – № 1 (20). – С. 32

7 Камьянов В. Ф., Лебедев А. К., Сивирилов П. П. Озонолиз нефтяного сырья. – Томск: Изд-во МГП «Раско», 1997. – 258 с.

С. Исабаев

ВЫВОД, ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ И УТИЛИЗАЦИЯ МЫШЬЯКА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

• *Разработана новая технология извлечения мышьяка из мышьяксодержащего сырья окислительно-сульфидизирующим обжигом, предусматривающим селективное выделение мышьяка возгонкой в малотоксичной сульфидной форме. Предложен способ утилизации полученных материалов методом плавления при 400 °С с получением нерастворимой компактной монолитной массы для длительного хранения.*

• *Құрамында мышьяк бар шикізаттан тотықтырғыш-сульфидизирлейтін күйдірумен мышьякты алудың жаңа технологиясы әзірленді, ол аз уытты сульфид түрінде мышьяктың селективті бөлінуін қарастырады. Ұзақ сақтау үшін ерімейтін жинақы монолитті массаны алумен алынған материалдарды 400 °С балқыту әдісімен кәдеге жарату әдісі ұсынылған.*

• *A new technology for the extraction of arsenic from arsenic-containing raw materials by oxidation-sulfidizing firing, providing for the selective isolation of arsenic by sublimation in a low-toxic sulfide form, has been developed. A method of utilization of the obtained materials by melting at 400 °C to obtain an insoluble compact monolithic mass for long-term storage is proposed.*

В производстве цветных металлов особо острой является проблема вывода мышьяка. Вовлечение в сферу производства сырья с высоким содержанием мышьяка приводит к поступлению больших его количеств на металлургическое производство, осложняющих получение кондиционного продукта, увеличивающих меж- и внутризаводскую циркуляцию мышьяксодержащих промпродуктов, эксплуатационные затраты и потери ценных компонентов с отвальными продуктами, загрязнение окружающей среды токсичными выбросами с газами и сточными водами. Отсутствие должного спроса привело к накоплению и складированию различного рода высокотоксичных мышьяксодержащих отходов. В настоящее время отсутствуют основания считать мышьяк ценной составляющей рудного сырья. Пока это вредная примесь в технологическом и санитарно-гигиеническом плане.

На основании анализа поведения и распределения мышьяка при производстве тяжелых цветных металлов выявлены основные концентрированные по мышьяку исходные материалы и оборотные промпродукты. Объектом исследований послужили мышьяковистые материалы, переработка которых затруднена или вообще не ведется. К таковым были отнесены золотосодержащий пирит-арсенопиритный, углистый золотосодержащий пирит-арсенопиритный, золото-кобальт-арсенопиритный, медный и коллективный арсенопиритный концентраты, конверторные пыли медного и свинцового производства, шпейза и шликера свинцового и медно-мышьяковистый шлам медеплавильного производства.

Непременным условием при разработке технологических приемов вывода мышьяка из первичного сырья является получение его в нетоксичной форме, каковыми являются сульфиды мышьяка. Такой прием осуществляется при проведении обжига в шахтной печи непрерывно-опускающегося столба гранулированного материала в условиях противотока с ограниченным количеством воздуха. В результате чего мышьяк возгоняется в виде сульфида и получается окисленный огарок, поэтому такой обжиг и был квалифицирован как окислительно-сульфидизирующий. Наличие столба гранул, служащего фильтрующим слоем, и малых скоростей воздуха позволяет свести до минимума пылевынос, что немаловажно при переработке золотосодержащих концентратов [1].

Процесс образования легколетучего тетрасульфида мышьяка включает диссоциацию содержащегося в концентрате арсенопирита и пирита с последующим взаимодействием паров элементарного мышьяка и серы и выражается в общем виде уравнением (1):

$$4FeAsS + 4FeS_2 = 8FeS + As_4S_4, \quad (1)$$

Эта реакция протекает в верхней зоне шахтной печи в отсутствие кислорода воздуха.

По мере продвижения материала вниз в зону подачи ограниченного количества воздуха происходит окисление сульфидов железа с образованием гематита и сернистого газа. Последний также способствует разложению арсенопирита. Суммарная реакция, состоящая из ряда сопряженных реакций, характеризующая процесс удаления мышьяка из арсенопирит-пиритсодержащего концентрата окислительно-сульфидизирующим обжигом, выражается в следующем виде (2):

$$16FeAsS + 12FeS_2 + 45O_2 = 14Fe_2O_3 + 4As_4S_4 + 24SO_2. \quad (2)$$

Установлено, что взаимодействие арсенопирита с пиритом начинается при 500 °С, а с серой – при 440 °С. Заметное извлечение мышьяка из арсенопирита также способствует сернистый ангидрид, в токе которого при 550 °С достигается 97 %-й выход сульфида. В случае неполного разложения арсенопирита в зоне окисления возможно образование триоксида мышьяка (3):

$$2FeAsS + 5O_2 = Fe_2O_3 + As_2O_3 + 2SO_2. \quad (3)$$

Растворимость сульфидных возгонов мышьяка в статических условиях

pH среды	Продолжительность контакта, год											
	5	10	20	35	5	10	20	35	5	10	20	35
	порошкообразные				расплавленные и растертые (+0,063-0,08 мм)				монолитные куски (1-10 мм)			
Концентрация мышьяка в растворе, мг/л												
8,8	87	135	215	280	72	132	171	212	н/о	н/о	н/о	н/о
7,6	78	120	138	196	65	93	124	216	н/о	н/о	н/о	н/о
6,9	31	52	97	115	сл.	сл.	86	188	н/о	н/о	н/о	н/о
2-3	сл.	сл.	0,5	0,9	сл.	сл.	0,1	0,5	н/о	н/о	н/о	н/о

Наличие фильтрующего слоя гранул обеспечивает перевод мышьяковистого ангидрида в малотоксичные формы выше 550 °С по реакциям (4, 5):

$$27FeS_2 + 16As_2O_3 = 3Fe_3O_4 + 8As_4S_4 + 6SO_2, \quad (4)$$

$$9FeS + 10As_2O_3 = 3Fe_3O_4 + 9SO_2 + 5As_4. \quad (5)$$

В газообразной фазе возможно сульфидирование триоксида также серой и сульфидами мышьяка.

Большой класс вторичного техногенного сырья представляют арсенаты свинца и цинка. Взаимодействие их с серой протекает соответственно при 220-350 и 280-390 °С. В зависимости от расхода сульфидизатора в продуктах реакции можно получить как триоксид, так и сульфиды мышьяка (6-8):

$$Me_3(AsO_4)_2 + 5,5S = 3MeS + As_2O_3 + 2,5SO_2, \quad (6)$$

$$Me_3(AsO_4)_2 + 9S = 3MeS + 1/2As_4S_4 + 4SO_2, \quad (7)$$

$$Me_3(AsO_4)_2 + 10S = 3MeS + As_2S_3 + 4SO_2. \quad (8)$$

Сульфидирование арсенатов проходит через стадию образования менее основных арсенатов, затем триоксида и сульфида мышьяка по схеме: ортоарсенат – пироарсенат – метаарсенат – триоксид – сульфиды мышьяка. Продуктами полного сульфидирования арсенатов цинка являются смеси сульфидов цинка и мышьяка, а в случае арсенатов свинца образуются тиосоли.

Взаимодействие триоксида мышьяка с серой проходит при плавлении As_2O_3 при 280-390 °С и в зависимости от расхода сульфидизатора в продуктах реакции образуются как тетра-, так и трисульфид мышьяка. Сульфидирование пентаоксида мышьяка начинается при 310 °С через стадию образования триоксида.

Определенные условия образования тиосолей при непосредственном взаимодействии сульфидов свинца и мышьяка, их состав и температура диссоциации, имеющих практическое значение при выборе параметров сульфидирования арсенатов. Пиролиз тиосолей свинца можно представить в следующем виде:

$PbAs_2S_4$(тв) [265-295 °С, As_2S_3(ж)] = $Pb_2As_2S_5$(тв) [430-480 °С, S_2(г)] = PbS(тв) + As_4S_4(ж);

$Pb_3As_2S_6$(тв) [435-455 °С, S_2(г)] = $Pb_3As_2S_5$(тв) [455-490 °С] = PbS(тв) + As_4S_4(ж).

При сульфидировании мышьяка пиритом характерна последовательно-циклическая реакция, протекающая при 560 °С с одновременным кипением тетрасульфида и образованием в твердой фазе пирротина, который является также сульфидизатором газообразного мышьяка по следующим реакциям (9, 10):

$$4(1 - x)FeS_2 + (1 - 2x)As_4 = 4Fe_{1-x}S + (1 - 2x)As_4S_4; \quad (9)$$

$$4Fe_{1-x}S + xAs_4 = 4(1 - x)FeS + As_4S_4. \quad (10)$$

Взаимодействие арсенида меди проходит при 300 °С по реакции (11):

$$4Cu_3As + 12FeS_2 = 12CuFeS_2 + As_4. \quad (11)$$

Образовавшийся по реакции (11) халькопирит выделяет серу при 520 °С, которая является также сульфидизатором меди и мышьяка.

Сульфидирование арсенидов железа ($FeAs_2$, FeAs, Fe_2As) пиритом достигается при 540 °С, а с серой начинается при 350 °С ступенчато с образованием более высшего арсенида, что объясняется большим сродством железа к сере в сравнении с мышьяком.

В зависимости от расхода серы сульфидирование арсенида меди можно проводить целенаправленно при 120 °С с получением халькозина, ковелина, мышьяка и его три- и тетрасульфида. Дальнейшее повышение температуры (300 °С) приводит к образованию тиоарсенитов меди, из которых наиболее термически устойчивой солью является ортотиоарсенит с температурой конгруэнтного плавления 670 °С. Взаимодействие халькозина с трисульфидом мышьяка независимо от их соотношения приводит к образованию синнерита ($Cu_6As_4S_9$) при 300-310 °С, а с тетрасульфидом – ортотиоарсенита меди при 350-380 °С. Ковеллин реагирует с трисульфидом мышьяка в момент плавления последнего (300-330 °С), а с тетрасульфидом при 500-510 °С с образованием в обоих случаях ортотиоарсената, разлагающегося при 660 °С на ортотиоарсенит меди и серу.

Установлена схема пиролиза тиоарсенитов меди:

$Cu_6As_4S_9$(тв) [510-520 °С, As_2S_3(ж)] = $Cu_6As_2S_5$(тв) [610-620 °С, As_2S_3(ж)] = Cu_3AsS_3(тв) [610-620 °С, As_2S_3(ж)] = Cu_3AsS_3(ж); Cu_3AsS_4(тв) [620 °С, S_2(г)] = Cu_3AsS_3(ж).

Полученные экспериментальные данные послужили основой новой технологии извлечения мышьяка из мышьяксодержащего сырья окислительно-сульфидизирующим обжигом, предусматривающим селективное выделение мышьяка возгонкой в малотоксичной сульфидной форме из окомкованного материала в шахтных печах в условиях противотока с дозированным количеством воздуха и выхода огарка, обогащенного по ценным компонентам. Технология была опробована на концентратах Бестюбинской ЗИФ, содер-

жащих, %: As – 6,7; Fe – 18,12; S – 12,27; SiO_2 – 34. Основные сульфидные минералы арсенопирит и пирит составляли 1 : 1,6, то есть вполне достаточно для процесса сульфидирования мышьяка. На основании значимых, имеющих физический смысл частных зависимостей получено обобщенное уравнение для расчета степени извлечения мышьяка:

$$E_{As} = [46{,}97\tau^{0{,}09}(-3{,}38 \cdot 10^{-3}t^2 + 4{,}39t - 1340)(77{,}54 - 1{,}75d)] / [61{,}23^3(58{,}72 + 628\upsilon^2)^{-1}],$$

где t – температура, °С; τ – продолжительность, мин; υ – скорость газоносителя, м/сек; d – диаметр гранул, мм.

Технология окислительно-сульфидизирующего обжига внедрена на Нежданинском руднике ГОКа Джугджурзолото ПО «Якутзолото». Из шихты, содержащей 7,2 % As, достигнуто 97 %-е извлечение мышьяка при температуре в зоне обжига 550-750 °С. Степень десульфуризации составила 30 %, а пылевынос – менее 0,3 %. Сульфиды мышьяка конденсировались в камерном конденсаторе, как в жидком, так и порошкообразном виде и содержали соответственно 73,3 и 70 % As. Плавленые сульфиды представлены смесью тетра- и тритетрасульфида, а порошкообразные – тетрасульфидом мышьяка. Содержание благородных металлов в огарке увеличилось на 15 %. Для обжига использовалось стандартное оборудование Бакинского завода ЭТО.

Одной из проблем, создающих межзаводскую циркуляцию мышьяка, составляют конверторные пыли свинцового производства УКСЦК (17,8 % As). Для эффективного удаления мышьяка с использованием серы необходимо предварительная выдержка шихты при 300-350 °С в течение часа с последующим увеличением температуры до 700 °С. Цветные металлы концентрируются в огарке в виде сульфидов, а возгоны представлены сульфидами мышьяка с содержанием 61 % As.

Изучена термическая устойчивость кобальтина и герсдорфита, содержащихся в полиметаллическом сырье. По сравнению с арсенопиритом сульфоарсениды кобальта и никеля более термически устойчивые соединения. Для концентрата месторождения «Саяк» IV состава, %: As – 32-39; Fe – 30,2; S – 17,6; Co – 1,1; Cu – 0,45; Bi – 1,17; SiO_2 – 3,5; CaO – 2,1; MgO – 0,6 разработан двухстадиальный обжиг, предусматривающий на 1-й стадии удаление мышьяка окислительно-сульфидизирующим обжигом и на 2-й – сульфатизирующим перевод кобальта, меди в водорастворимую форму. Для удаления мышьяка использована смесь сульфидизаторов серы (15,4 %) и пирита (10 %), снижающих материальный поток при дальнейшей металлургической переработке огарков. Достигнуто 98-98,5 %-е удаления мышьяка при температуре в зоне сульфидирования 650-700 °С.

Содержание мышьяка в сульфидных возгонах составило 69,5-70 %, а сернистого ангидрида – в отходящих газах 18,6 % объемных. Пирротиновый огарок подвергался обжигу в печи КС при 660 °С с извлечением 86 % Co в водный раствор, а меди сернокислотным (2,5 %) выщелачиванием. Осаждение меди проводилось при pH 5-5,5; а кобальта при pH 8-8,5 с получением медного (33,8 % Cu) и кобальтового (16,6 % Co) концентратов. Висмут извлекался смесью растворов хлористого натрия (150 г/л) и серной кислоты (100 г/л) с последующей цементацией железа с получением висмутового концентрата (53,5 % Bi). Установлена прямая зависимость извлечения кобальта от степени удаления мышьяка. Содержание благородных металлов в кеке увеличилось в 2,2 раза.

Опытными испытаниями установлено, что для удаления мышьяка из бакырчикских углистых гравио- и флотоконцентратов требуется добавление до 20 % пирита. Из смеси флотоконцентрата (4,2 % As) и гравиоконцентрата (2,2 % As) в соотношении 1 : 1 достигнуто 97 %-е удаление мышьяка в виде сульфида окислительно-сульфидизирующим обжигом при 650-700 °С.

Наличие углистого вещества – шунгита – придает этим материалам наряду с мышьяком двойную упорность процессу цианирования. В тоже время это комплексное металлургическое сырье, которое целесообразно использовать при восстановительных процессах после удаления мышьяка окислительно-сульфидизирующим обжигом. В этом случае для сульфидирования мышьяка использовать пиритные отвальные хвосты обогатительных фабрик содержащих золото, что способствует в целом улучшению экологической обстановки Восточного Казахстана.

На предприятиях цветной металлургии применяемые способы вывода мышьяка из технологических процессов завершаются получением условно отвальных продуктов, в которых мышьяк содержится в виде арсенатов и арсенитов кальция, скородита. Однако эти продукты обладают значительной растворимостью (52 мг/л) и во много раз превышают предельно-допустимую концентрацию (0,05 мг/л). Поэтому хранение их связано с постоянной опасностью загрязнения окружающей среды и требует больших капитальных затрат.

Сульфиды мышьяка, полученные при окислительно-сульфидизирующем обжиге, представляют собой в основной массе мелкодисперсный материал с развитой поверхностью. Нами разработаны методы плавления этих материалов при 400 °С с получением компактной монолитной массы для длительного хранения. В таблице представлены данные по растворимости сульфидных возгонов мышьяка в статических условиях.

Одной из областей многотоннажного использования мышьяка является деревообрабатывающее производство [2]. Антисептики на основе мышьяка отличаются высокой токсичностью для разрушителей древесины, прочной фиксацией, обеспечивая ее биостойкость, предохраняя тем самым от гниения. В связи с транспортировкой пищевых продуктов по шелковому пути Западный Китай – Западная Европа, согласно международным правилам, необходимо провозить в контейнерах, обработанных мышьяковистыми препаратами. Такие препараты антисептиков группы ССА (Cu–Cr–As) разработаны в Уральском лесотехническом университете, с которыми имеем творческие контакты. Производство антисептиков группы ССА наиболее развито в Европейских странах Швеции – Болиден, Финляндии – Лахонтухо, Оутокумпу, Германии – Донолитп, Англии – Селькур, во Франции – Криптогель. В этих странах обязательна промышленная переработка отходов мышьяка в концентрированную мышьяковую кислоту, которая является основой всех антисептиков группы ССА. Своими поставками сульфидов мышьяка и отходов хромового производства, для получения антисептиков древесины, совместно с уральскими коллегами Казахстан войдет впервые в постсоветском пространстве от захоронения токсичных отходов к многотоннажному целевому использованию.

Литература

1 Копылов Н. И., Каминский Ю. Д. Мышьяк. – Новосибирск: Сибирское университетское издательство, 2004. – 367 с.

2 Производство, применение, свойства первого в России хромомедно-мышьякового (ССА) антисептика УЛТАН: Материалы межрегиональной научно-технической конференции / Уральский государственный лесотехнический университет – Екатеринбург, 2006. – 55 с.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

1. **Абаканов А.Т.** – PhD доктор, научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева»
2. **Адилханова Ж. А.** – к. т. н., и. о. ученого секретаря – заведующая лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева»
3. **Айтбаев О. Д.** – инженер ПТО завода по изоляции труб ТОО «Изоплюс Центральная Азия»
4. **Акбердин А. А.** – д.т.н., профессор, заведующий лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
5. **Алимов Р. И.** – технический директор завода по изоляции труб ТОО «Изоплюс Центральная Азия»
6. **Амирбек А. Т.** – ученик Назарбаев интеллектуальная школа
7. **Анарбеков К. К.** – младший научный сотрудник РГП «НЦ КПМС РК»
8. **Арабаев Р. А.** – магистр технических наук, старший научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет»
9. **Арабаева Г. К.** – младший научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет»
10. **Арыстан И. Д.** – к. т. н., профессор КарГТУ
11. **Аскаров А. Ш.** – директор ТОО «Шокпар-Гагаринское»
12. **Ахметкаримова Ж. С.** – доктор PhD, заведующая лабораторией Института органического синтеза и углехимии РК
13. **Байсанов А. С.** – к. т. н., ассоциированный профессор, заведующий лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
14. **Байсанов С. О.** – д. т. н., профессор, директор Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
15. **Балбекова Б. Б.** – к.т.н., доцент, заведующая кафедрой нанотехнологии и металлургии КарГТУ
16. **Бекбергенов Д. К.** – к. т. н., заведующий лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева»
17. **Богжанова Ж. К.** – м. т. н., старший преподаватель КарГУ
18. **Богоявленская Т. А.** – докторант КарГТУ
19. **Болотова Л. С.** – к. х. н., заведующая лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр»
20. **Бояндинова А. А.** – д. т. н., ученый секретарь Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева»
21. **Бунчук Л. В.** – к. т. н., старший научный сотрудник РГП «НЦ КПМС РК»
22. **Гумеров Ф. М.** – д.т.н., профессор, заведующий кафедрой Теоретических основ теплотехники ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»
23. **Джангулова Г. К.** – к. т. н., старший научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева»
24. **Ермагамбет Б. Т.** – д.х.н., профессор, директор ТОО «Институт химии угля и технологии»
25. **Ефремова С. В.** – д. т. н., профессор, главный ученый секретарь РГП «НЦ КПМС РК»
26. **Жаксыбаева Г. Ш.** – к. т. н., заместитель директора по развитию Института органического синтеза и углехимии РК
27. **Жарменов А. А.** – академик НАН РК, д. т. н., профессор, генеральный директор РГП «НЦ КПМС РК»
28. **Женисова А. К.** – магистрант, младший научный сотрудник ТОО «Институт химии угля и технологии»
29. **Жукенов М.Д.** – руководитель аудита ICMD Holding GmbH, Hannover Area
30. **Жукенов М.М.** – мастер шихтового отделения АО «Темиртауский электрометаллургический комбинат»
31. **Жумашев К. Ж.** – д.т.н., заведующий лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
32. **Зарипов З. И.** – д.т.н., доцент, профессор кафедры ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»
33. **Зобнин Н. Н.** – к.т.н., инженер производственно-технического отдела ТОО «Tau-KenTemir»
34. **Исабаев С. М.** – д. т. н., профессор, заведующий лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
35. **Кабиева Д. А.** – магистрант КарГТУ
36. **Кабланбеков А.** – научный сотрудник РГП «НЦ КПМС РК»
37. **Казанкапова М. К.** – доктор философии PhD, ведущий научный сотрудник ТОО «Институт химии угля и технологии»
38. **Каирбеков Ж. К.** – д. х. н., профессор КазНУ им. аль-Фараби
39. **Калмагамбетова А. Ш.** – к. т. н., КарГТУ
40. **Касенов Б. К.** – д.х.н., профессор, заведующий лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
41. **Касенова Ж. М.** – магистр химических наук и технологии, заместитель руководителя ТОО «Институт химии угля и технологии»
42. **Катренов Б. Б.** – Научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
43. **Ким С. В.** – к. т. н., заведующий лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
44. **Ким В. А.** – д. т. н., профессор
45. **Козлов В. А.** – д. т. н., академик НАН РК и РАН РФ, профессор КазНИТУ им. К. И. Сатпаева
46. **Куагу Ж. М.** – аспирант кафедры ТОТ ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»
47. **Куанышбеков Е. Е.** – магистр физических наук, научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
48. **Кударинов С. Х.** – старший научный Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
49. **Кушакова Л.** – к. т. н., заведующая лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет»
50. **Ли Э. М.** – начальник отдела Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр»
51. **Мазанов С. В.** – к.т.н., доцент кафедры ТОТ ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»
52. **Малолетнев А. С.** – д. х. н., профессор Национального исследовательского технологического университета «МИСиС», Россия
53. **Матаев А. К.** – магистр технических наук, PhD докторант КарГТУ
54. **Махамбетов Е. Н.** – магистр технических наук, докторант PhD КарГТУ, магистр металлургии, инженер Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
55. **Мирошникова А. П.** – доктор PhD, старший научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИцветмет»
56. **Мусин А. М.** – магистр технических наук, докторант PhD КарГТУ, научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
57. **Мусина Г. Н.** – к. х. н., руководитель аппарата ректора КарГУ
58. **Мухамбетгалиев Е. К.** – к. т. н., доктор PhD, ведущий научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
59. **Нарембекова А. К.** – к.т.н., доцент кафедры нанотехнологии и металлургия КарГТУ
60. **Наурызбаева А. Т.** – бакалавр, младший научный сотрудник ТОО «Институт химии угля и технологии»
61. **Наурызбаев М. К.** – д.т.н., профессор, Заведующий лабораторией Центра физико-химических методов исследования и анализа КазНУ им. аль-Фараби
62. **Ниязов А. А.** – к. т. н., заместитель директора Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр»
63. **Нургалиев Н. У.** – к.х.н., ведущий научный сотрудник ТОО «Институт химии угля и технологии»
64. **Орлова В. В.** – магистр технических наук, ведущий инженер Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
65. **Орлов А. С.** – магистр технических наук, младший научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
66. **Сарекенов К. З.** – д.т.н., главный научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
67. **Сейдахметова Ж. И.** – младший научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д. А. Кунаева»
68. **Сейдахметова Н. М.** – магистр техники и технологии, научный сотрудник департамента научных исследований РГП «НЦ КПМС РК»
69. **Смагулова Н. Т.** – к. х. н., доцент, главный научный сотрудник НИИ новых химических технологий и материалов КазНУ им. аль-Фараби
70. **Султангазиев Р. Б.** – PhD, старший научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
71. **Сухарников Ю. И.** – д. т. н., профессор, главный научный сотрудник РГП «НЦ КПМС РК»
72. **Терликбаева А. Ж.** – д. т. н., первый заместитель генерального директора РГП «НЦ КПМС РК»
73. **Ункпатэн Д. Д.** – аспирант кафедры ТОТ ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»
74. **Усманов Р. А.** – к.т.н., доцент, доцент кафедры ТОТ ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»
75. **Фонкоу М. Д.** – аспирант кафедры ТОТ ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»
76. **Хайн Ю.** – генеральный директор ICMD International Corporation of Metal and Alloy Development Holding GmbH
77. **Чекимбаев А. Ф.** – к. т. н., ведущий научный сотрудник Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
78. **Шабанов Е. Ж.** – доктор PhD, заведующий лабораторией Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
79. **Шалгымбаев С. Т.** – к. х. н., директор Филиала РГП «НЦ КПМС РК» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр»
80. **Шаповалов Ю. А.** – д.т.н., профессор, ведущий научный сотрудник Центра физико-химических методов исследования и анализа КазНУ им. аль-Фараби
81. **Штайн Л.** – директор завода по изоляции труб ТОО «Изоплюс Центральная Азия»

СОПРЕДСЕДАТЕЛИ РЕДАКЦИОННОГО СОВЕТА:

В. Школьник – *д. ф.-м. н., профессор*

Ж. Касымбек – *к. э. н.*

А. Жарменов – *академик НАН РК, д. т. н., профессор*

ЧЛЕНЫ РЕДАКЦИОННОГО СОВЕТА:

С. Байсанов – *д. т. н., профессор*

Н. Бектурганов – *академик НАН РК, д. т. н., профессор*

Н. Буктуков – *академик НАН РК, д. т. н., профессор*

С. Галиев – *чл.-корр. НАН РК, д. т. н., профессор*

М. Дюсебаев – *д. т. н., профессор*

М. Ермагамбетов – *д. х. н., профессор*

С. Ефремова – *д. т. н., профессор*

В. Жандаулетов – *к. э. н.*

М. Молдабеков – *академик НАН РК, д. т. н., профессор*

В. Музгина – *д. т. н., профессор*

М. Наурызбаев – *почетный член НАН РК, д. т. н., профессор*

К. Сарекенов – *д. т. н., профессор*

Р. Сармурзина – *д. х. н., профессор*

Б. Сатбаев – *д. т. н., профессор*

И. Старцев – *инженер-экономист*

А. Терликбаева – *д. т. н.*

Г. Трофимов – *д. т. н., профессор*

Г. Уалиев – *академик НАН РК, д. т. н., профессор*

С. Шалгымбаев – *почетный член НАН РК, к. х. н.*

Х. Юсупов – *д. т. н., профессор*

Научно-технический журнал
«ПРОМЫШЛЕННОСТЬ КАЗАХСТАНА»
Издается с июля 2000 года

№1(105), 2019 г.
Периодичность: 6 номеров в год

Учредитель
РГП «НЦ КПМС РК»

Директор проекта
Людмила АНДРОНОВА

Редактор
Елена МАКСУТОВА

Корректор
Бахыт АБИШЕВА

Аналитика
Валерий ЖАНДАУЛЕТОВ
Людмила ВАЛЕНТИНОВА

Фото в номере:
Сергей БОНДАРЕНКО
Болатбек ОТАРБАЕВ
Анатолий УСТИНЕНКО

Верстка, цветокоррекция
и допечатная подготовка
Ирина САВЕЛЬЕВА

Печать
ТОО «Жарқын Ко»
010000, Республика Казахстан,
г. Астана, пр. Абая, 57/1.
тел.: 8 (7172) 215086
e-mail: jarkin@mail.ru

Редакция журнала «Промышленность Казахстана»
не всегда разделяет
мнение авторов публикаций.
Редакция не несет ответственности
за содержание рекламных материалов.
Перепечатка материалов возможна
с письменного согласия редакции.

Журнал впервые зарегистрирован
в Министерстве культуры, информации
и общественного согласия РК 05.04.2000 г.
(свидетельство № 1202-Ж).
Последняя перерегистрация в Министерстве
культуры и информации РК от 01.03.2013 г.
(свидетельство № 13411-Ж)

Тираж – 1500 экз.

050036, Казахстан, г. Алматы,
ул. Жандосова, 67
тел.: 8 (727) 2590070
факс: 8 (727) 2590075, сот.: +7 701 7880286

e-mail: prom56@mail.ru