

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'sischi:

Navoiy kon-metallurgiya kombinati Davlat korxonasi,
Navoiy davlat konchilik instituti,
Davlat unitar korxonasi O'zbekiston
O'zbekiston geoteknologiya va rangli metallurgiya
ilmiy-tadqiqot va loyihalashtirish instituti
«O'ZGEORANGMETLITI»

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

«Navoiy KMK» DK,
«Olmaliq KMK» OAJ,
«O'zbekko'mir» OAJ,
«O'ZGEORANGMETLITI»

Bosh muharrir:

Nosirov U.F.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sitenkov V.N.

Tahririyat kengashi:

Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., Bibik I.P.,
Norov Yu. J., Raimjanov B., Rahimov V.R.,
Sanakulov K.S., Farmanov A.K., Filippov S.A.,
Xolmatov I.M., Xursanov X.P., Shemetov P.A.

Jurnal o'zbekiston matbuot va axborot
Agentligida ro'yxatga olingan

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr № 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

Jurnalda chop etilgan ma'lumot va keltirilgan
dalillarning aniqligi uchun muallif javobgardir

Tahririyat manzili:

210600, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel.: 8 (436) 770-2048, faks: 770-29-32
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail:

Bibik_GVU@rambler.ru
gornvest@rambler.ru
sayt: <http://mining-bulletin.geotech.uz>

Kompyuter sahifasi:

Naumova O.A.

Tahliliy guruh:

Ardelyan T.I., Golishenko G.N.

Dizayn:

Bannov A.N.

Jurnal saytini yangilab borish:

Leonov S.A.

Nashr qilindi:

NKMK bosmaxonasida
210600, Navoiy shahri, Yujnaya ko'chasi, 25
Tel: 8 (438) 5777556, 5778019

Nashr etishga 19.04.2010 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

DOLZARB MAVZU / АКТУАЛЬНОЕ ИНТЕРВЬЮ

Санакулов К.С. Фактор успеха основывается на эффективности
производства.....3

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

Кольцов В.Н. ГМЗ-3 – 15 лет6
Носиров У.Ф. Ўн беш йиллик залворли одимлар10

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

Санакулов К.С., Шеметов П.А., Руднев С.В. Рентгенорадиометрическая сепарация золотосодержащих сульфидных руд.....16
Шеметов П.А., Исломов А.Н. Основные направления ресурсосбережения при взрывном разрушении горных пород на карьерах21
Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Разработка принципов, приемов и критериев оценки рационального использования техногенных ресурсов26
Насиров У.Ф. Разработка технологий сооружения траншей большого сечения взрывами в сложных гидрогеологических условиях29
Норов Ю.Д., Бирик И.П., Тухташев А.Б., Назаров З.С. Определение времени вылета пассивной забойки при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ34
Норов Ю.Д., Мислибеев И.Т., Тухташев А.Б., Назаров З.С. Оценка эффективности активной забойки при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ37
Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Определение поля напряжений при встречном инициировании скважинных зарядов взрывчатых веществ в разнопрочных горных породах39
Наимова Р.Ш. Обоснование рациональных приемов формирования единичных отвалов40
Бекмурзаев Б.Б., Киселенко А.С., Кайгародов В.И., Хамраев Ф. Особенности строительства наклонных шахтных стволов при разработке Чармитанского золоторудного месторождения44
Дудецкий С.П., Сальманов Ф.Г. Управление вентиляцией в современных шахтах47
Глотов Г.Н., Каргин Р.М. Эффективность скважинных систем с этажным расположением фильтров и методика их проектирования на объектах ПВ НГМК49
Рахманов Р.А. Особенности технологии эксплуатации фрезерных комбайнов различных фирм изготовителей на месторождении фосфоритов Джерой-Сардара53

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Юнусов М.Ю., Бабаев З.К., Хакимова Г.Н., Матчанов Ш.К. Глауконитсодержащие пески Узбекистана: основные характеристики и перспективы использования58
Федянин С.Н. Климатические циклы в истории земли и их роль в образовании гидрогенных месторождений урана60

GEOTEKNIKA / GEOTEKNIKA

Маликов Ш.Р., Салихбаев У.С., Пикуль В.П., Данилова Е.А., Мухамедшина Н.М., Холматов М.М., Мироненко В.Н. Применение ядерных фильтров для очистки сбросных технологических растворов в горно-металлургическом производстве64
Багдасарян М.К. Усовершенствование конструкции барабанных мельниц67
Шеров К.Т., Аликулов Д.Е. Устройство для контроля функционально связанных поверхностей направляющих станины токарных станков69
Анарбоев С.А., Муталов А.М., Тошов Б.Р., Лю С.В. Устройство для защиты трехфазной электроустановки от обрыва одной из фаз и перегрузки71
Хартлиб П., Франке К., Ишимов А. Позисторные избарные вулканизационные прессы КЛИВ72

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Худайбергенов У., Колесник В.Г., Улугмурадов С.Э., Урусова Е.В., Хисамутдинов А.Ф. Концентрирование золота из магнитной фракции сульфидных руд, обработанных в СВЧ поле75

Научно-технический и производственный журнал основан в 1997 году

Учредители:

Государственное предприятие Навоийский горно-металлургический комбинат,
Навоийский государственный горный институт,
Государственное унитарное предприятие
Узбекский научно-исследовательский и
проектный институт геотехнологии и цветной
металлургии «O'zGEORANGMETLIT»

При финансовой поддержке:

ГП «Навоийский ГМК»,
ОАО «Алмалыкский ГМК»,
ОАО «Узбекуголь»,
«O'zGEORANGMETLIT»

Главный редактор:

Носиров У.Ф.

Зам. главного редактора:

Сытенков В.Н.

Редакционный совет:

Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Бибики И.П.,
Норов Ю.Д., Раимжанов Б., Рахимов В.Р.,
Санакулов К.С., Фарманов А.К., Филиппов С.А.,
Холматов И.М., Хурсанов Х.П., Шеметов П.А.

Журнал зарегистрирован в узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210600, г. Навои, ул. Жанубий, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8(436) 770-20-48, факс 770-29-32
210300, г. Зарафшан, Административный корпус,
Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8(436) 5770438, 5770354, 5770225
Факс 8(436) 5721015

E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru
gornvest@rambler.ru

Сайт: <http://mining-bulletin.geotech.uz>

Компьютерная верстка:

Наумова О.А.

Аналитическая группа:

Арделян Т.И., Голищенко Г.Н.

Дизайн:

Баннов А.Н.

Обновление сайта журнала:

Леонов С.А.

Оттиснено:

в типографии НГМК
210600, г. Навои, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 5777556, 5778019

Подписано в печать 19.04.2010 г.

Тираж 600 экз.

Ахмаджанов У.М., Абдурахмонов С.А., Бабаев Ш., Холикулов Д.Б. Подготовка серебряносодержащих глинистых руд к кучному выщелачиванию	77
Петухов О.Ф., Мустакимов О.М., Кольцов В.Н., Эргашев У.А., Никитанов В.В., Соибиов Ф.Я., Ахатов Н.А., Базаров У.М., Кормин А.В., Крюков М.В., Рузиев Г.М. Совершенствование технологии противоточной декантационной отмывки кека BIOX и извлечения золота из сгущенного продукта контура оборотного водоснабжения на ГМЗ-3	79
Абдурахмонов С.А., Тошкодирова Р.Э., Ахмаджанов У.М., Курбонов Ш.К. Извлечение ценных компонентов из отходов цинкового производства	83
Кажикенова С.Ш. Информационная оценка технологических переделов производства никеля по динамике повышения содержания целевого компонента	86
Мухтар А.А. Термоманитное обогащение сульфидно-вольфрамовой руды месторождения «Угат»	91
Байков В.Н., Ослоповский С.А., Ткаченко Е.С., Тухтаев А.К. Ликвидация фильтрации прудковой воды через дамбу на карте 5 хвостохранилища ГМЗ-1	93
Хосилов Н.Д. Исследование движения рения в технологическом процессе добычи и переработки уранового производства	95

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

Решение международной научно-практической конференции «Иновация-2009»	99
Валиев М.В., Усманов Р.И. Поступь инновационной деятельности в НГМК	101
Федянин А.С. Последовательность разработки инновационной стратегии на горно-перерабатывающих предприятиях	102
Васильев П.А., Сагитов Р.Х. Инновационные решения в процессе орошения выщелачиваемой руды	104

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Эшов О.К., Набиева И.А., Курбанов А.А. Анализ современного состояния изготовления огнестойких материалов из минеральных волокон	105
Тошов Б.Р., Нахангов Х.Н. Определение угла естественного откоса шарообразных частиц породы, лежащих на плотно упакованной шероховатой поверхности	111
Ахмеджанов Ф.Р., Асраров Ш.А., Жураев Ф.Н., Саидвалиев У.А. Исследование анизотропии затухания акустических волн в кристаллах периклаза	114

IQTISOD / ЭКОНОМИКА

Глотов Г.Н. Оценка эффективности скважинного подземного выщелачивания урана	116
--	-----

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Кадырходжаев А.Ф., Купченко В.П. Отходы уранодобывающих предприятий Центральной Азии	119
---	-----

XABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Поляков А.Н. Форум «Майнекс Центральная Азия 2010»	125
---	-----

BIZNING YUBILYAR / НАШ ЮБИЛЯР

Раимжанов Баходиржан Раимжанович (к 60-летию со дня рождения)	131
--	-----

SHONLI HAYOT SANIFALARI / СТРАНИЦЫ СЛАВНОЙ ЖИЗНИ

Рахимов В.Р. К столетию со дня рождения Гертмана Льва Григорьевича	132
---	-----

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Sandvik Mining and Construction»
На 3 стр. обложки: «Демеркулизация ртути содержащих ламп»
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco Rock Drills AB»

ФАКТОР УСПЕХА ОСНОВЫВАЕТСЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук

*Интервью для журнала
«Горный вестник Узбекистана»*

- Уважаемый Кувандик Санакулович! Президент Узбекистана Ислам Абдуганиевич Каримов в докладе «Модернизация страны и построение сильного гражданского общества – наш главный приоритет» определил важнейшие направления политического и экономического развития страны, подчеркнув, что особое внимание следует уделить вопросам реализации Антикризисной программы мер на 2009-2012 гг. Как повлиял мировой финансово-экономический кризис на деятельность комбината?

- Мировой финансово-экономический кризис, в какой-то мере, на деятельность комбината повлиял отрицательно. Тем не менее, мы выдержали все испытания этого сложного периода. Несмотря на возникшие трудности, комбинату удалось не только сохранить стабильность производства, но и обеспечить устойчивые темпы его роста.

В рамках Антикризисной программы, утвержденной Президентом Республики Узбекистан, руководством комбината разработан комплекс мер, направленных на реализацию важнейших приоритетов социально-экономического развития в 2010 г. Среди них установление жесткого контроля за выполнением «Программы модернизации технического и технологического перевооружения производств комбината до 2012 г.»; реализация программы энергосбережения на период до 2015 г.; расширение производства импортозамещающей продукции на базе местного сырья. Определены конкретные мероприятия, направленные на снижение себестоимости продукции, экономии материальных ресурсов.

Безусловное исполнение Антикризисной программы и комплексных мер комбината обеспечивает выполнение поставленных Правительством задач. По итогам работы 2009 г. и I квартала 2010 г. в полном объеме выполнено государственное задание по выпуску золота, серебра, урана, фоспродукции, товаров народного потребления.

Пристальное внимание уделяется и социальной



Санакулов К.С.

сфере. Изначально став градообразующим предприятием, комбинат развивает инфраструктуру четырех городов-площадок, содержит детские дошкольные, учебные, медицинские, культурные и спортивные учреждения, летние оздоровительные лагеря, которые являются одними из лучших в республике.

Согласно Коллективному договору администрация комбината и Совет профсоюза выполняют обязательства по оздоровлению, социальному обеспечению, медицинскому обслуживанию трудящихся.

Огромное внимание уделяется гармоничному развитию подрастающего поколения. К всенародному празднику Навруз в Навоий открылся Центр детского творчества, который ребята с удовольствием посещают.

В целях создания дополнительных условий для развития детского спорта, в 2009 г. построены зал спортивных единоборств (г. Зарафшан) и зал художественной гимнастики (г. Навои). Спортсмены комбината достойно представляли нашу республику на международных соревнованиях по плаванию, фехтованию, художественной гимнастике, греко-римской борьбе, мотоциклетному и парашютному и другим видам спорта.

Еще одной доброй традицией комбината является благотворительность. Весной этого года совместным решением администрации и Совета профсоюза НГМК утверждены мероприятия, направленные на поддержку детей с ограниченными физическими возможностями и воспитанников детских домов Навоийской области. На адресную помощь детям-инвалидам и оставшимся без попечения родителей со стороны тружеников комбината будет направлено более 300 миллионов сумов.

Все вышесказанное достаточно убедительно свидетельствует об эффективности производственной деятельности предприятия.

- Известно, что комбинат берет на вооружение самые современные технологии. В чем суть инновационной политики, гарантирующей устойчивое развитие предприятия?

- Научный потенциал комбината очень высок. Основой его инновационной политики, наряду со строительством новых высокотехнологичных мощностей, является обновление существующей производственной базы, техническое перевооружение, внедрение передовых научных разработок.

Сюда, без сомнения, можно отнести проект строительства горно-металлургического предприятия на базе месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау», где мы начали применять перспективный метод рудосепарации и технологию биоокисления сульфидных золотосодержащих руд. Эта технология является уникальным достижением технической мысли человечества. Применение специальных бактерий позволяет получить продукт, пригодный для переработки по существующей технологии для окисленных руд. Процесс бактериального окисления наиболее экологически чистый по сравнению с традиционными методами обогащения. Сегодня на ГМЗ-3 в строй введены новейшие технологические переделы: флотация, биоокисление, сорбционная установка КЕМIX, позволившие увеличить выпуск золота в Северном рудоправлении.

В стадии реализации находится проект реконструкции IV очереди карьера Мурунтау, включающий монтаж крутонаклонного конвейера, транспортирующего руду на высоту 270 м.

На хвостохранилище ГМЗ-2 отрабатывается инновационная технология по укладке хвостов и наращивание полезной емкости без увеличения общей площади.

На строящемся горнорудном комплексе Зармитанской золоторудной зоны обогащение минерального сырья планируется осуществлять по современной гравитационной технологии. К преимуществам этого метода относятся высокий уровень автоматизации управления аппаратами и установками, экологичность процессов, короткие сроки ввода в эксплуатацию, высокая производительность и низкие эксплуатационные затраты.

Впервые на подземном руднике мы начали осуществлять доставку руды на поверхность с помощью шахтных самосвалов по наклонно-транспортному стволу.

Внедрение принципиально новых реакторов интенсивного цианирования Gekko позволит эффективно перерабатывать большие объемы концентрата гравитационного обогащения. Благодаря уменьшению количества используемого цианида и угля повышается безопасность и надежность системы.

Учитывая то, что значительную долю в себестоимости продукции составляют энергоресурсы, мы пришли к пониманию того, что важнейшим шагом в их экономии является учет потребления и всеобъемлющий системный контроль над расходами. Современные автоматизированные системы контроля и учета энергоресурсов (АСКУЭ) предприятий являются тем необходимым инструментом, без которого невоз-

можно решить проблемы современных взаиморасчетов с поставщиками за потребление энергоресурсов, непрерывно экономить энергоносители внутри производственных подразделений комбината, снижая их долю в себестоимости выпускаемой продукции. На сегодняшний день разработан проект и утвержден сетевой график внедрения АСКУЭ в Центральном, Южном рудоуправлениях, в рудоуправлении № 5, на ПО «Навоийский машиностроительный завод», на ГМЗ-1 и в Объединенной энергослужбе комбината.

Не секрет, что внедрение современных инновационных технологий связано со значительными финансовыми вложениями, именно поэтому мы особо тщательно анализируем, изучаем и прорабатываем каждый новый проект, привлекая к этому процессу ученых Академии наук Узбекистана, специалистов ведущих проектных организаций и исследовательских институтов.

- В нашей стране осуществляется огромная работа по увеличению выпуска конкурентоспособной, импортозамещающей продукции. Что делается в этом направлении в Навоийском ГМК?

- В рамках выполнения Государственной программы локализации Навоийского комбината труженники ПО «Навоийский машиностроительный завод» выпускают 80-85% общего объема импортозамещающей продукции. Внедрение современных технологий металлообработки и обработки полимерных материалов позволяет решать сложные задачи по изготовлению и модернизации технологического оборудования. Для повышения качества выполняемых работ и увеличения производительности труда приобретает новое и модернизируется действующее металлообрабатывающее оборудование, осуществляется внедрение в производство новых износостойких сплавов.

Комбинат выполняет большой объем заказов по изготовлению металлоконструкций, нестандартного оборудования, металлорежущих станков различной модификации, запасных частей и т. д. Литейщики завода освоили технологию изготовления отливок полувенцов для мельниц.

Отмечу, что непрерывное обновление мощностей, техническое перевооружение, модернизация и внедрение новых технологий на всех гидрометаллургических заводах и других подразделениях комбината идет постоянно.

- Основным подразделением НГМК по-прежнему остается Центральное рудоуправление, карьер Мурунтау. Каким видится его будущее?

- Сегодня глубина карьера Мурунтау достигла 600 м. Отличительной чертой месторождения я бы назвал последовательное развитие открытого способа разработки с поэтапной реконструкцией и модернизацией техники и технологии ведения горных работ. Инновационная направленность интенсификации и повышения эффективности золотодобычи находит постоянную поддержку Правительства Узбекистана. По всем важнейшим проблемным вопросам текущего и пер-

спективного развития принимаются соответствующие постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан.

Уже определены основные этапы развития и модернизации горных работ, инновационные проекты реконструкции, расширения и технического перевооружения, обеспечивающие эффективную и долгосрочную разработку месторождения.

Наличие разведанных запасов и ресурсов золота за контурами IV очереди карьера, снижение кондиций при оценке запасов с учетом более высокой цены на золото, применение передовых технологий добычи и переработки руды показывают возможность извлечения дополнительных запасов руды за счет увеличения глубины открытых горных работ до 950-1000 м, а также добычи руды в прибортовой зоне за контурами карьера комбинированным открыто-подземным способом.

Дальнейшее развитие транспортной системы карьера Мурунтау напрямую зависит от внедрения комплекса «ЦПТ-руда». Решению о строительстве комплекса с крутонаклонным конвейером предшествовали 25-летний опыт эксплуатации ЦПТ, годы исследований специалистами комбината и учеными научных организаций в области техники и технологии производства работ на глубоких горизонтах, проработка вариантов развития карьера и ЦПТ, пристальное изучение мирового опыта в данном направлении.

Крутонаклонный конвейер с высотой подъема руды 270 м (КНК-270) является частью специально спроектированного по заданию комбината комплекса горнотранспортного оборудования — «ЦПТ-руда». На сегодняшний день комплекс «ЦПТ-руда» полностью спроектирован и на 90% изготовлен. Все оборудование производилось на Новокраматорском машиностроительном заводе. На месте будущего расположения комплекса, на северо-восточном борту карьера Мурунтау, завершаются строительные работы, и в скором времени мы будем готовы приступить к монтажу оборудования. Столь тщательная подготовка к этому процессу обусловлена месторасположением КНК-270 на борту карьера, которое требует специальных решений в области механомонтажа: в чрезвычайно стесненных условиях, на предохранительных с небывалым уклоном бортах карьера нам предстоит смонтировать сотни тонн металлоконструкций и дорогостоящего оборудования. Хотелось бы отметить, что эту исключительно сложную работу, а также наладку оборудования мы предполагаем выполнить собственными силами совместно со специалистами, спроектировавшими и изготовившими комплекс.

- Обозначьте, пожалуйста, основные задачи, стоящие перед подразделениями комбината в 2010 г.

- Для Центрального рудоуправления это разработка месторождения «Мютенбай», продолжение отработки IV очереди месторождения «Мурунтау». Увеличение производительности Цеха кучного выщелачивания золота.

чавания золота.

Северному рудоуправлению необходимо сосредоточить усилия на выводе технологии обогащения сульфидных руд BIOX на заданные технологические параметры. Завершить строительство и увеличить объем добываемых сульфидных руд для обеспечения выпуска планового количества золота и вывода ГМЗ-3 на проектную производительность.

В Южном рудоуправлении главной задачей является строительство первой очереди Зармитанской золотоизвлекательной установки — будущего ГМЗ-4, Зармитанского и Гужумсайского рудников.

В Рудоуправлении № 5 требуется увеличение мощностей рудников «Северный Канимех» и «Аленды». Необходимо начать опытные работы на месторождении «Аульбек», продолжить внедрение технологий выщелачивания с применением альтернативных окислителей на карбонатных рудах «Северного Канимеха». Начать попутное извлечение руды на месторождении «Аленды». Увеличить мощность Цеха по капитальному ремонту буровых установок, который открылся в 2010 г.

Коллективу Западного рудоуправления - продолжить геологоразведочные работы на золоторудных месторождениях «Марджанбулак», «Даугызтау». Провести геотехнологическое бурение закачных и откачных скважин на месторождениях «Сугралы», «Учкудук» и «Мейлисай».

На Гидрометаллургическом заводе №1 — произвести монтаж дополнительного пульпопровода транспортировки слива классификатора и гидроциклона в стуситель, внедрить схему одностадийного гидроциклонирования слива мельниц доизмельчения для увеличения производительности переработки золото-содержащей руды.

Производственному объединению «НМЗ» - продолжить расширение и реконструкцию завода, организовать авторемонтное производство крупногабаритных автомобилей. Ключевыми задачами остаются увеличение объемов локализуемой продукции в 2010 г. на 30-40%, развитие станкостроительной отрасли, выпуск экспортоориентированных станков для дальнейшей их реализации.

Одним словом - от каждого из нас требуется мобилизация всех сил и ресурсов, умение работать единой командой.

- На протяжении 52 лет Навоийский горно-металлургический комбинат является одним из успешных крупнейших и стратегически важных предприятий республики. Что бы Вы назвали ключом его успеха?

- Прежде всего, фактором успеха комбината является всесторонняя поддержка Президента и Правительства Республики Узбекистан. Если говорить об эффективности производства, то здесь немаловажную роль играет своевременная комплектация подразделений грамотными специалистами, ведь именно кадры обеспечивают стабильную работу оборудова-

ния, транспорта, технологии...

Кадровая политика комбината направлена на укомплектование подразделений молодыми профессиональными рабочими и служащими, сокращение оттока специалистов и их закрепление на местах. Сегодня в комбинате трудятся 67180 человек. По данным прошлого года, списочная численность выросла на 2,3 процента, а текучесть кадров - снизилась на 1,41 процента по сравнению с 2008 г. С начала 2009 г. коллектив пополнился 1500 молодыми специалистами - недавними выпускниками различных вузов и колледжей.

В этом аспекте хочется подчеркнуть, что 15 лет назад по инициативе Президента страны И.А. Каримова был образован Навоийский государственный горный институт (НГГИ). Все эти годы он является базовым вузом горно-металлургической отрасли страны. Между институтом и Навоийским комбинатом ведется тесное сотрудничество. Выпускники НГГИ покрывают значительную часть потребностей комбината в специалистах.

Руководство комбината оказывает содействие в укреплении материально-технической базы института, внедрению новой техники и технологий в образовательную систему, уделяет большое внимание учебной и экспериментальной работе. Производственную практику студенты проходят непосредственно на заводах и в лабораториях комбината. В этом году коллектив института отмечает свое 15-летие, для тружеников комбината, эта дата также значима, она символизирует 15-летие плодотворного сотрудни-

чества.

- Приближается День работников горной и металлургической промышленности. С каким настроением горняки и металлурги встречают свой профессиональный праздник?

- Пользуясь случаем, хочу от имени многотысячного интернационального коллектива Навоийского комбината, от себя лично поздравить всех тружеников горной и металлургической промышленности Республики Узбекистан! Установление этого праздника свидетельствует о высокой оценке руководством страны и лично Президентом И.А. Каримовым вклада работников отрасли в обеспечение экономической самостоятельности и политической стабильности нашей республики.

Для коллектива комбината этот праздник наполнен особым смыслом, мы ждем его с волнением и радостью, а встречаем в хорошем рабочем ритме. В связи с этим, каждому подразделению, каждому труженику хочу выразить огромную благодарность за высокую самоотдачу и плодотворную работу.

Наш большой и дружный коллектив состоит из представителей различных национальностей, профессий и возрастов. Но единым для всех остается стремление приносить пользу своей стране, вносить личный вклад в ее дальнейшее процветание. Такое родство интересов, патриотизма, любви к своему делу служит надежным гарантом решения сложных производственных задач и обеспечения безусловного выполнения государственного заказа на благо и процветание нашей независимой Родины.

УДК 061.75

© Кольцов В.Н. 2010 г.

ГМЗ-3 -15 ЛЕТ

Кольцов В.Н., директор Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

14 июня 1995 г. запущен в эксплуатацию Гидрометаллургический завод № 3 – одно из стратегически важных предприятий страны, введенных в строй в первые годы Независимости Узбекистана. Для Северного рудоуправления, города Учкудука это событие стало новым витком развития производства, вдохнувшим вторую жизнь в отдаленный и суровый регион Кызылкумов (рис. 1-10).

История Северного рудоуправления насчитывает более 50 лет. История третьего гидрометаллургического берет истоки в 1974 г., когда геологи объединения Самаркандгеология обнаружили крупные запасы



Кольцов В.Н.

золотосодержащих руд в Центральных Кызылкумах и выдали технико-экономическое обоснование о целесообразности промышленного освоения месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау». При выборе дислокации ГМЗ-3 учитывалась близость карьеров месторождения «Кокпатас» от Учкудука, что значительно сокращало транспортные расходы, оперативность доставки рудного сырья к перерабатывающему комплексу. В самом городе уже имелись все предпосылки для создания нового горно-металлургического комплекса: развитая инфраструктура, сеть автомобильных и железных дорог, мощная транспортная база, коммуникации и строи-



Рис. 1. Символ Учкудука

тельно-монтажные организации, а самое главное - высококвалифицированные специалисты, имеющие большой производственный опыт.

Строительство завода начиналось с сернокислотного производства – одного из основных структурных звеньев нового комплекса. Это было обусловлено необходимостью обеспечения серной кислотой уранового производства, которое в те годы считалось основным для комбината.

Технический проект на строительство I очереди предприятия по переработке упорных сульфидных руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» был разработан в 1981 г. К этому времени Навоийский ГМК уже входил в число крупнейших золотодобывающих предприятий мира. Но в конце 80-х начале 90-х гг. прошлого столетия Северное рудоуправление находилось в тяжелом положении.

1 сентября 1991 г. Узбекистан объявил о своей независимости. Правительство республики определило, что промышленное освоение природных богатств является одним из приоритетных направлений в программе развития и реформирования экономики страны. Именно в этот период новый импульс получило развитие промышленности, строительство новых предприятий.

В условиях разрыва экономических связей встал вопрос возобновления строительства завода. Президент Узбекистана И.А. Каримов не только выслушал насущные проблемы руководства комбината, но и лично побывал на практически законсервированном строительстве ГМЗ-3. После этого были приняты все необходимые меры по его финансированию.



Рис. 2. Здание управления Северного рудоуправления



Рис. 3. Главный вход ГМЗ-3

Несмотря на сложный для всей страны период, стройка шла очень интенсивно. Генеральными подрядчиками строительства выступали Навоийское и Зарафшанское управления строительства с их структурными подразделениями и субподрядными организациями со всего Узбекистана – Ташкента, Самарканда, Джизака, Бухары, Нукуса и др. Мне хочется назвать имена командиров стройки Навоийского управления строительства - Г.Б. Саватюгин, Б.С. Бесчетный, С.Н. Ефремов; МСУ-79 - А.Н. Душкин; Зарафшанского управления строительства - Н.С. Дя-



Рис. 4. Взрыв на карьере Южный



Рис. 5. Цех флотации

ков, Н.Б. Джалилов; треста «Югпроммонтаж» - А.А. Борисенко, В.А. Осинцев, В.М. Лазовский, В.К. Волков, Л.М. Тер-Акопов. Эти люди, не считаясь со своим личным временем, без выходных, с утра и до позднего вечера, в любую погоду своим трудом и энергией задавали темп стройке и сдали завод в эксплуатацию в рекордно короткие сроки.

Руководители, главные и ведущие специалисты комбината, Северного и Центрального рудоуправлений принимали непосредственное участие в организации строительства завода, в монтаже и наладке оборудования, внося неоценимый вклад в общее дело.

Когда в Северном рудоуправлении заработал новый «золотой центр» коллективу ГМЗ-3 многому пришлось учиться заново, накапливать опыт переработки руд со сложным минералогическим составом и присутствием природных сорбентов. Вскоре золото Учкудука пошло в казну государства.

Принимая во внимание ограниченность запасов окисленных и смешанных руд на месторождениях «Кокпатас» и «Даугызтау», а также необходимость в последствии полного перехода на переработку сульфидных руд, специалистами управления НГМК и Северного рудоуправления с 2000 г., параллельно основной деятельности, велась интенсивная работа по поиску современных, высокопроизводительных, рентабельных и экологически



Рис. 6. Сгустители BIOX

безопасных технологий. Так как стоимость этих технологий достаточно высока, вопросами кредитования и финансирования нового проекта занимались соответствующие республиканские министерства и ведомства.

После тщательного, многостороннего изучения и проведения комплекса исследовательских работ в ЦНИЛ НГМК, ЦЗЛ ГМЗ-2 и ГМЗ-3 с привлечением научно-исследовательских и проектных институтов было принято решение о применении на ГМЗ-3 биооксидной технологии (BIOX), разработанной фирмой Biomin (ЮАР), которая обеспечивает высокие технологические показатели и полную экологическую безопасность. Последние пять лет стали решающими – наш комбинат сделал неимоверный рывок вперед, в мир инновационных технологий.

С 12 апреля 2005 г. после выдачи проектно-сметной документации и открытия финансирования, началось строительство комплекса BIOX, включающего в себя отделение флотации, цех биоокисления флотоконцентрата, участок противоточной декантации и нейтрализации кислых стоков, а также участок сорбции продукта BIOX. На территории ГМЗ-3 стало расти еще одно гигантское производство.

Для успешной реализации задуманных планов необходимо было научное решение, ведь из-за



Рис. 7. Рудоконтрольная станция на карьере «Восточный»



Рис. 8. Цех модульных рентгенометрических сепараторов

низкого содержания золота в сульфидных рудах месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» использование традиционных технологий их переработки не позволило бы достичь высокой рентабельности производства. Для достижения максимального результата по извлечению металла работниками комбината совместно со специалистами российской фирмы «INTEGRA GROUP» был разработан проект переработки золотосульфидных руд с использованием комплекса их предварительного обогащения.

По этому проекту, параллельно работам на ГМЗ-3 по монтажу оборудования комплекса BIOX, на руднике Восточный велось строительство рудоконтрольной станции (РКС) и рудосепарационного комплекса (РСК). Назначение РКС и РСК состоит в выполнении предварительного обогащения руд непосредственно на месте их добычи, с использованием рентгенорадиометрических методов определения в руде полезного компонента.

Ввод в эксплуатацию этого комплекса позволяет практически вдвое сократить объемы транспортировки руды и переработки ее на ГМЗ-3. Технология крупно-порционной сортировки золотосодержащих руд на рудоконтрольной станции рудника «Восточный» (РСК-К) полностью отработана и внедрена в производство.

В июле 2008 г., после завершения строительства первой очереди комплекса BIOX, на ГМЗ-3 началась переработка сульфидных руд по биоксидной технологии. В ходе пуско-наладочных работ уточнялись технологические решения переработки руд и извлечения золота.

Огромное участие в освоении мощностей завода принял лично генеральный директор НГМК К.С. Санакулов. Учтукдук превратился в один из главных штабов, который ра-

ботал под его руководством без выходных, в круглосуточном, жестком режиме. В результате, практически все технологические переделы комплекса BIOX по объемам переработки вышли на проектные показатели. Во всех цехах и участках ГМЗ-3 непрерывно ведется активная работа, направленная на улучшение технологических показателей. Это еще раз подтвердило: историю делают люди.

В настоящее время на ГМЗ-3 трудится сплоченный коллектив, состоящий из опытных, грамотных специалистов высокого класса. Его возглавляет Ахатов Н.А., опытный квалифицированный руководитель, который принимал участие в строительстве завода и поднимал поэтапно все его звенья. Под его руководством ведется строительство второй очереди технологии переработки сульфидных руд.

Ветераны производства передают свои знания и опыт молодому поколению. Высокий уровень технологичности производства и сложности конструкции оборудования в обязательном порядке предусматривают и высокий уровень квалификации обслуживающего персонала. Именно поэтому в Северном рудоуправлении особое внимание уделяется вопросам обучения и повышению уровня квалификации рабочих и ИТР.



Рис. 9. Рудосортировочный комплекс (РСК)

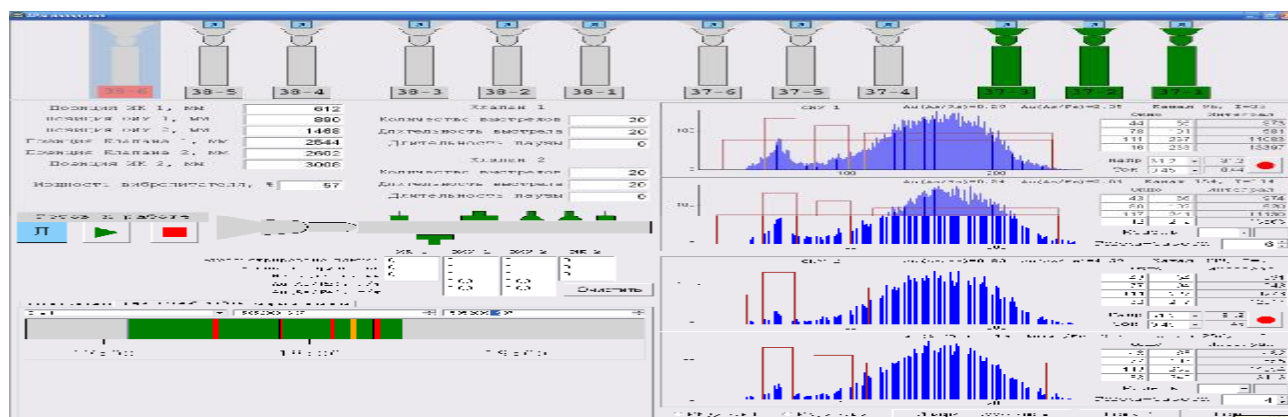


Рис. 10. Схема работы и программа управления РСК

Преодолевая трудности, решая сложные производственные задачи, коллектив Северного рудоуправления уверен - технология «Bioх» это будущее ГМЗ-3 и г. Учкудука. Поэтому грамотно, основательно и надежно закладывает фундамент для будущего поколения горняков и металлургов комбината.

ната.

15-летие ГМЗ-3 это праздник каждого труженика Северного рудоуправления. Этот маленький юбилей – не только итог нашей с вами работы, это вклад в дело достижения достойной жизни народа Узбекистана, его благополучия!

УДК 061.75

© Насиров У.Ф. 2010 й.

ЎН БЕШ ЙИЛЛИК ЗАЛВОРЛИ ОДИМЛАР

Насиров У.Ф., Навоий давлат кончилик институти ректори, техн.фанл.номзоди

Навоий давлат кончилик институти ташкил этилганлигининг ўн беш йиллигига бағишланади

Мустақиллик – бебаҳо неъмат. Наинки, юртимизда ўтган даврда олиб борилган ишлар ва эришилган ютуқларнинг балки бугунги кунда яратилган имкониятлар ва ислохотлар изчиллигининг ҳам энг асосий мезонидир.

Бу даврда мамлакатимизни ривожлантириш, ҳар томонлама ишлаб чиқариш қуввати ва кадрлар салоҳиятини ошириш, мустақиллигимизни мустаҳкамлаш йўлида бозор иқтисодиётига собитқадамлик билан ўтиб боришда жойларда барча соҳаларда олиб борилган ислохотлар бугунги кунда ўзининг самарасини бериб келмоқда.

Шуни алоҳида таъкидлаш жоизки, мамлакатимиз истиклолга эришган дастлабки кунларданок, муҳтарам Юртбошимиз томонидан жойларда инфратузилмани шакллантириш, айниқса, ишлаб чиқариш ва саноат соҳаларида кадрлар тайёрлаш ва изчил етказиб бериш масалаларига жиддий эътибор қаратиб келинмоқда.

Жойларда ҳудудий ишлаб чиқаришни ривожлантириш, саноат корхоналарини куриш ва модернизация қилиш, ишлаб чиқаришга жалб этиладиган кадрлар салоҳиятини ҳар томонлама ошириш борасида олиб борилаётган амалий ишлар натижаси ўларок бугунги кунда ишлаб чиқариш қувватининг ортиб бораётгани, жаҳон молиявий-иқтисодий инқирози шароитида бўлишга қарамасдан ўсиш суръатларининг изчил бораётганлиги билан ҳам изоҳлаш мумкин.

Истиклолнинг илк йилларида Ўзбекистон конметаллургия мажмуининг устувор ривожланиши ва фойдали қазилмаларни казиб олиш ҳамда қайта ишлаш саноати учун юқори малакали мутахассислар тайёрлаб бериш мақсадида – Навоий давлат кончилик институти



Насиров У.Ф.

ташкил қилиниши ҳам бугунги кунда зарур соҳаларни малакали кадрлар билан таъминлаш имконини берди.

Маълумки, Навоий давлат кончилик институти Ўзбекистон Республикаси Президенти И.А. Каримовнинг 1995 йил 7 июлдаги «Навоий давлат кончилик институти ташкил этиш тўғрисида»ги Фармони ҳамда 1995 йил 26 июлдаги Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамасининг «Навоий давлат кончилик институти фаолиятини ташкил этиш тўғрисида»ги қарори асосида Навоий шаҳрида ташкил этилди.

Институтнинг биринчи ректори этиб, кончилик соҳасининг йирик мутахассиси, техника фанлари доктори, профессор Б.Р. Раимжонов тайинланди.

Ўтган йиллар давомида институт фаолияти, зарур мутахассис кадрлар тайёрлаш борасида қилинган ишлар самараси ўларок, нафақат Навоий вилоятида барпо этилаётган йирик саноат корхоналари, балки бутун Республика миқёсида олиб борилаётган бунёдкорлик ишларини ташкил этиш, минерал хом ашё базаларига эга бўлган ҳудудларда ер ости бойликларини казиб олиш ва қайта ишлаш борасида йирик ихтисослашган гидрометаллургия корхоналарида кончилик саноати, металлургия, машинасозлик, энергетика, кимё соҳасини янада ривожлантириш бўйича мутахассис кадрларга бўлган эҳтиёжни қондириш имконини берди.

Бу йил Навоий давлат кончилик институти ташкил этилганига ўн беш йил тўлади. Институтнинг ўтган ўн беш йиллик машаққатли ва айна дамда самарали фаолияти сарҳисоб қилинар экан жамиятимизда анча салмоқли натижалар кўрсатганлигини гувоҳи бўлиш мумкин.

Жумладан, институт бакалаврият таълим йўналишларини ўтган 1997-2009 йиллар давомида 7045

нафар талаба бакалаврият босқичини муваффақиятли тамомлаб вилоятимиздаги, қолаверса Республикамиздаги саноат корхоналарида, ташкилот ва муассасаларда ишга йўналтирилдилар. Шуни алоҳида таъкидлаш керакки, битирувчиларнинг 50 фоиздан ортиқроғи яъни 3700 нафари Навоий кон-металлургия комбинати корхоналарида ишга қабул қилинган.

Шунингдек, магистратура бўлими анча кенгайди. Бугунги кунда институт магистратураси босқичида тегишли мутахассисликларида таҳсил олаётган бўлажак магистрлар сони 37 тадан 87 гага етди.

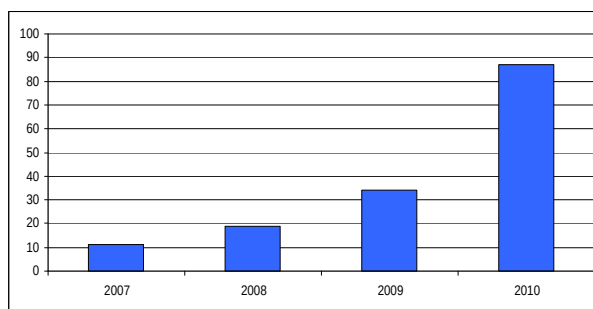
Ушбу ўсиш суръатларини қўйидаги гистограммада ҳам кўриш мумкин:

Бугунги кунда Навоий давлат кончилик институти таркибида 5 та факультет фаолият кўрсатмоқда. Улар, Кончилик, Энерго-механика, Кимё-металлургия, Олмалик кон-металлургия ва Зарафшон умумтехника факультетларидир. Навоий шаҳридаги 3 та факультет ихтиёрида 3 та ўқув биноси, 1 та талабалар турар жойи, маданий ҳордиқ чиқариш маскани, спорт-соғломлаштириш маскани, тил ўрганиш маркази ва ҳўжалик бинолари мавжуд бўлиб, 7 та компьютер синфи, 2 та Ахборот-ресурс маркази ва ўқув заллари талабаларга хизмат кўрсатиб келмоқда.

Бевосита ихтисосликлар бўйича тўхталиб ўтадиган бўлсак, ҳар бир йўналишда тегишли мутахассислик бўйича малакали кадрлар тайёрлаш йўлга қўйилган. Кончилик факультети институтнинг тўнғич факультетларидан бўлиб, бугунги кунда факультетда «Кончилик иши», «Кон электромеханикаси», «Ҳаёт фаолияти хавфсизлиги», «Педагогика ва гуманитар фанлар», «Жисмоний маданият» кафедралари мавжуд бўлиб, «Кончилик ишлари» «Кон-электромеханикаси» ва «Нодир ва радиоактив металл рудаларини қазиб олиш ва қайта ишлаш техника ва технологияси» бакалаврият таълим йўналишлари бўйича мутахассислар тайёрланмоқда.

2000 йилда факультетда «Фойдали қазилма конларини очиқ усулда қазиб олиш», «Фойдали қазилмаларни ер ости усулида қазиб олиш» мутахассислик бўйича магистратура, 2001 йилдан «Очиқ кон ишлари» ва «Фойдали қазилмаларни ер ости усулида қазиб олиш» мутахассисликлари бўйича аспирантура фаолият юритмоқда.

Энерго-механика факультети «Электр энергетикаси», «Машинасозлик технологияси», «Машинасозлик ишлаб чиқариш жиҳозлари ва уларни автоматлаштириш», «Автоматлаштириш ва бошқарув» йўналишлари бўйича мутахассислар етказиб беради. Ушбу факультет таркибида «Электр таъминоти», «Машинасозлик технологияси», «Автоматлаштирилган бошқарув ва инфорацион технологиялар», «Умумий физика ва электротехника асослари» ва «Чет тиллар»



кафедралари фаолият кўрсатмоқда. Факультетда 72 нафар профессор-ўқитувчилар талабаларга фан сирларини ўргатишмоқда. Уларнинг 1 нафари академик, 5 фан доктори, профессор, 20 нафари фан номзоди, доцент.

Кимё-металлургия факультетида «Иқтисодиёт», «Металлургия», «Кимёвий технология» таълим йўналишлари бўйича бакалаврлар ва «Рангли ва нодир металлургияси», «Ноорганик моддалар кимёвий технологияси», «Фойдали қазилмаларни бойитиш», «Нодир ва радиоактив металл рудаларини қайта ишлаш ва бойитиш технологияси» магистратура мутахассисликлари бўйича магистрлар тайёрланади. Факультет таркибида «Металлургия», «Кимё ва кимёвий технология», «Иқтисодиёт ва менежмент», «Ижтимоий фанлар» ва «Олий математика» кафедралари мавжуд бўлиб, уларда 70 дан ортиқ профессор-ўқитувчилар талабаларга фан сирларини ўргатмоқдалар. Уларнинг 5 таси фан доктори, профессор, 34 таси фан номзоди, доцент, колганлари эса катта ўқитувчи ва ассистентлардир.

Олмалик кон-металлургия факультетида «Кончилик иши», «Кон электромеханикаси», «Металлургия», «Касбий педагогик таълим» (Кончилик иши), «Кимёвий технология» таълим йўналишлари бўйича бакалаврлар тайёрланади.

Факультет таркибида «Кончилик иши», «Металлургия», «Кимё ва кимёвий технология», «Кон электромеханикаси», «Гуманитар ва табиий фанлар» кафедралари мавжуд бўлиб, уларда 32 дан ортиқ профессор-ўқитувчилар талабаларга фан сирларини ўргатмоқдалар. Уларнинг 3 таси фан доктори, профессор, 9 таси фан номзоди, доцент, колганлари эса катта ўқитувчи ва ассистентлардан иборат.

Зарафшон умумтехника факультети бугунги кунда фаолият кўрсатаётган 12 нафар ўқитувчиларнинг 3 нафари фан номзоди, 6 нафари катта ўқитувчи ва 3 нафари ассистентлардир. Факультетда ҳозирги кунда 161 нафар талаба таҳсил олмоқда.

Зарафшон умумтехника факультети талабалари ўқув амалиётларини НКМКга қарашли ўқув маркази, Мурунгов каръери, 2-ГМЗ ва бошқа ишлаб чиқариш корхоналарида ўтайдилар. Бу эса талабаларимизнинг ўқув жараёнида олган

билимларини ишлаб чиқариш корхоналарида бевосита синаб кўришларига катта имконият яратмоқда.

Олий ва ўрта махсус таълим вазирлиги томонидан 2008-2009 ўқув йилидан бошлаб бакалаврият таълим йўналиши бўйича «Нодир ва радиоактив металл рудаларини қазиб олиш ва қайта ишлаш техника ва технологияси» ҳамда магистратура бўйича «Нодир ва радиоактив металлларни ишлаб чиқариш технологияси», «Нодир ва радиоактив металл рудаларини қайта ишлаш ва бойитиш технологияси» мутахассисликларига ўқишга қабул эълон қилинганлиги институтда кадрлар тайёрлаш имкониятлари ва ёшларнинг ушбу олийгоҳда таълим олиш шарт-шароитларини янада қулайлаштирди.

Шуни алоҳида таъкидлаб ўтиш керакки, институт ички имкониятларини юзага чиқариш, назарий таълим ва амалиёт уйғунлигини таъминлаш, шу билан бир қаторда институтнинг илмий-амалий потенциалини янада такомиллаштириш борасида тегишли ташкилотлар билан амалга оширилаётган самарали ҳамкорлик ишлари ҳам жуда катта ёрдам бермоқда. Жумладан, Ўзбекистон Республикаси Президентининг «Кон-металлургия саноати учун юқори малакали мутахассислар тайёрлашни ташкил қилишни такомиллаштириш чора-тадбирлари тўғрисида»ги қарори асосида Навоий давлат кончилик институти Навоий кон-металлургия комбинати таркибига ўтказилди.

Бунинг натижасида олийгоҳнинг Навоий кон-металлургия комбинати билан ҳар томонлама ҳамкорлигини кучайиши ва ушбу саноат корхонаси негизда Республика миқёсида зарур соҳаларга мутахассис кадрларни жалб қилиш борасидаги имкониятларини янада кенгайтишига олиб келди.

Ўз навбатида Навоий кон-металлургия комбинати раҳбарияти томонидан ҳам институт моддий-техника базасини мустаҳкамлаш, янги техника ва технологияларни таълим тизимига жорий қилиш, ўқув ва тажриба ишларини қандай бораётганлигига алоҳида эътибор бериб келинмоқда. Комбинатнинг тажрибали ва етук

мутахассислари талабаларга кончилик ишлари, металлургия соҳалари бўйича малакали кадрларни тайёрлашда ўзларининг муносиб хиссаларини қўшиб келмоқдалар.

Жумладан, талабалар ўқитишнинг дуал тизими асосида комбинатнинг кон бошқармаларида, гидрометаллургия заводларида, марказий илмий-тадқиқот лабораториясида амалий машғулотларни ўтаб келмоқдалар. Тажрибали ва етук мутахассисларнинг маърузалари, йўл-йўриқлари асосида аудиторияларда олган назарий билимлар амалиётда синаб кўришмоқда. Бакалавр ва магистрлар мутахассислик фанларидан назарий ва амалий машғулотларни НКМК марказий илмий-тадқиқот лабораторияси, корхоналардаги кафедра филиалларида олиб боришмоқда. Бу эса бакалавр ва магистрантларга энг илғор фан-техника ютуқларини ўзида мужассам этган замонавий илмий жиҳозлар, қурилмалар билан яқиндан танишиш имкониятини бермоқда.

Буюртмачи корхоналар таклифларидан келиб чиққан ҳолда, талабаларни узок муддатли амалиётга юбориш ташкил этилди. Бунда талабалар иш ўринларида ўз мутахассисликлари бўйича ишга жойлашиб, амалиёт якунида корхона томонидан ташкил этилган касб белгилаш комиссияси имтихони натижасида касбий тайёргарлиги тўғрисида разрядлар даражаси олиб қайтишади ва кейинчалик ишга жойлашиш имкониятига эга бўладилар.

Фан, таълим ва ишлаб чиқариш орасидаги интеграцияни ривожлантириш мақсадида тегишли ташкилотлар қошида қатор кафедралар филиаллари ташкил этилди. Жумладан, НКМК Марказий илмий-тадқиқот маркази қошида «Металлургия», Навоий электр тармоқлари корхонасида «Электртаъминоти», Навоий машинасозлик заводидида «Машинасозлик технологияси», «Гранит» ОТАЖ қошида «Кончилик ишлари» ва «Кончилик электр механикаси», Тошкент вилоятидаги Қалмоқир кон бошқармасида Олмалик кон-металлургия факультетининг «Кончилик иши» ва «Кончилик электр механикаси» кафедралари филиаллари шулар жумласидандир.

Малака ошириш «Кадрлар тайёрлаш миллий дастури»да ҳал қилувчи босқичлигини ҳис қилган ҳолда институт профессор-ўқитувчиларининг малака оширишларига катта эътибор қаратилган. Ўзбекистон Республикаси Президентининг истиқболли ёшларни қўллаб-қувватлаш «ISTE`DOD» жамғармаси йўлланмаси билан институт профессор-ўқитувчилари Голландия, Дания, Австрия, Жанубий Корея, Малайзия, Франция, Канада, Исроил, Хитой Халқ Республикаси, Ҳиндистон, Россия Федерациясининг илғор таълим марказларида ўз малакаларини



ошириб келдилар. Малака ошириб келган 71 нафар профессор-ўқитувчилар томонидан чет элларда олинган ижобий билим ва малакалар ўқув жараёнига самарали қўллаб келинмоқда.

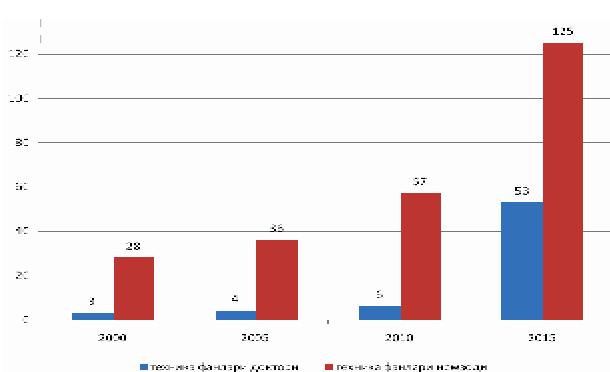
Ушбу давр ичида институт профессор-ўқитувчилари томонидан 17 та дарслик, 23 та ўқув қўлланма чоп эттирилган бўлиб, иккита ўқув адабиёти Физика (электр ва магнетизм), Физика (Оптика ва атом физикаси) муаллифлари Ўзбекистон Республикаси Олий ва ўрта махсус таълим вазирлиги, Халқ таълими вазирлиги ва Ўзбекистон Республикасининг Президентининг «ISTE`DOD» жамғармаси томонидан эълон қилинган «Йилнинг энг яхши ўқув адабиёти муаллифи» кўрик танловида ғолибликка муносиб кўрилиб, махсус дипломга сазовор бўлдилар.

Шунингдек, юқори малакали педагогик кадрлар тайёрлаш ишларига ҳам етарлича эътибор қаратилган. Олийгоҳда 1996-2010 йиллар давомида 6 та докторлик ва 30 дан ортиқ номзодлик диссертациялари ҳимоя қилинди. Шу билан биргаликда, истиқболли режага кўра келгусида 53 нафар фан доктори ва 125 нафар фан номзоди тайёрланиши кўзда тутилган ҳолда ўтган 2009 йилда 3 нафар фан доктори ва 3 нафар фан номзоди илмий даражалари муваффақиятли ҳимоя қилинди. 2010 йилда эса 5 та фан доктори ва 20 дан ортиқ профессор-ўқитувчилар фан номзоди илмий даражасини олиш учун ҳимояга тайёргарлик кўрмоқдалар.

2010 йил институт профессор-ўқитувчилари 1-3 март ўтказилган III-Республика “Инновацион ғоялар, технологиялар ва лойиҳалар” ярмаркасига фаол иштирок этиб 4 та лойиҳа бўйича НКМК раҳбарияти билан 57 млн сўмга келишув баённомаси имзоланди. Бу таълим, фан ва ишлаб чиқариш интеграциясини ривожланишида муҳим роль ўйнайди.

Институтдаги профессор-ўқитувчилар ва иқтидорли талабаларнинг илмий салоҳиятини ошириш мақсадида ҳар йили “Ўзбекистон кончилик хабарномаси” илмий-техник ва ишлаб чиқариш журналида республика иқтисодиётини ривожлантиришга қаратилган кон-металлургия соҳасининг энг илғор фан ва техника ютуқлари асосида яратилган илмий-техник мақолаларни чоп этиб, уларни ишлаб чиқариш корхоналари орасида кенг тарғибот қилиб келинмоқда.

2002-2010 йиллар давомида институтнинг моддий-техника базаси замонавий талаблар асосида шакллантирилди. Жумладан, 157 дона Pentium-2 русумли компьютерлар, 230 дона Pentium-4 русумли компьютерлар, 11 дона ноутбук, 12 дона видеопроектор, 109 дона принтер, 7 дона кодоскоп ва бошқа оргтехника воситалари билан таъминланди. Ҳозирги кунда институтда 10 та компьютер синфи мавжуд бўлиб, 2010-2011 ўқув йилида компьютер синфлари 14 тага етказилиши режалаштирилган. Бугунги кунда институтда жами 380 дона компьютер мавжуд бўлиб, уларнинг барчаси институтнинг



корпоратив тармоғига бирлаштирилиб, интернет тармоғига уланган.

2001-2003 йиллар давомида Темпус-Тасис халқаро фонди гранти бўйича 26821 долларлик замонавий ўқиш қурилмалари, компьютерлар ва интерактив доска келтирилиб, кимёвий технология ва телематика йўналиши бўйича реал вақт оралиғида Навоий-Гамбург, Навоий-Твенти, Навоий-Тошкент видео алоқалари ўрнатилди. Спортни ривожлантириш борасида Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамасининг 2002 йил 31 октябрдаги 374-сонли қарорини бажариш мақсадида, институтда салмоқли ишлар амалга оширилди. Профессор-ўқитувчилар, ходимлар ва талабалар ўртасида соғлом турмуш тарзини шакллантириш, спортга бўлган қизиқишларни янада ошириш учун институтда спорт-соғломлаштириш маскани ташкил қилинди. Институтда футбол, волейбол, баскетбол, қўл тўпи майдонлари, ўғил ва қиз болалар ювиниш хоналари, кичик чўмилиш бассейни барпо этилди.

Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамасининг 2001 йил 13 апрелдаги 173-сонли қарорида 2000 талабага мўлжалланган ўқув-лаборатория, хўжалик бинолари, 400 ўринли талабалар турар жойи, спорт-соғломлаштириш иншоотлари мажмуаси қурилиши кўзда тутилган. Мазкур қарор ижроси бўйича Навоий шаҳар ҳокимининг 2004 йил 16 мартдаги 315/03-сонли қарори билан 19,0 гектар ер участкаси институтнинг янги ўқув бинолари мажмуаси қурилиши учун ажратилди. Ҳозирги кунда “O’zGEORANGMETLITI” лойиҳа институти томонидан институтнинг янги ўқув бинолари мажмуаси қурилишининг 1-босқич лойиҳа ишлари тугалланди ва «2010-2015 йилларда олий таълим муассасаларининг моддий-техник базасини мустаҳкамлаш Давлат дастури» лойиҳасига «Навоий давлат кончилик институтининг 2000 талабага мўлжалланган янги ўқув бинолари мажмуаси»нинг қурилиш ишлари киритилиши кўзда тутилмоқда.

Навоий давлат кончилик институти ташкил қилиниши муносабати билан институт кутубхонаси ҳам ташкил этилди. Мазкур йилларда кутубхона фонди 36 мингдан ортиқроқ ўқув адабиётларга эга эди.

Институтнинг Зарафшон ва Олмалиқ шаҳарлари-



дан факультетларида ҳам институт кутубхонасининг хизмат кўрсатиш бўлимлари ташкил этилди. Президентимизнинг 2006 йил 20 июндаги “Республика аҳолисини ахборот–кутубхона билан таъминлашни ташкил этиш тўғрисида”ги қарори асосида институт кутубхонаси ахборот-ресурс марказига айлантирилгач, аввало хизмат кўрсатувчи мутахассис ходимлар сафи кенгайди. Ходимлар зиммасига аҳолига ахборот-кутубхона хизмати кўрсатишни сифат жиҳатдан янги даражага кўтариш китобхонларнинг илмий, таълим, ахборот, маданият ва бизнес соҳасидаги қизиқишларини замонавий ахборот технологиялари асосида тезкор қондириш ҳамда жаҳон илмий-таълим ахборот ресурсларидан фойдаланиб сифатли ахборот хизматларини тақдим қилиш, кутубхона ресурсларини бошқаришни модернизациялаш ва келиб тушаётган адабиётларга ишлов беришни такомиллаштириш ҳамда Интернет тармоғи орқали масофадан туриб турли соҳаларга тегишли кутубхоналар АРМ ва АКМлар ресурсларидан унумли фойдаланган ҳолда маълумотлар базасини бойитиб бориш, тезкор ахборот излаб топиш ва етказиб бериш каби масъулиятлар юкланди.

Бу талабларни қондириш мақсадида марказда электрон адабиётлар хонаси ташкил этилди ва 25 донга замонавий компьютер фойдаланувчилар учун ўрнатилиб, ахборот-ресурслар билан бойитиб борилмоқда. Маълумотлар базасида барча мутахассисликларга оид ноёб адабиётларнинг электрон кўринишлари мавжуд бўлиб, ахборот ташувчи қурилмалар орқали талаба ўзига керакли маълумотни олиш имкониятига эга. Интернет хизмати туфайли бошқа турдош олий ўқув юртларидан ҳам ўқув адабиётларининг ва турли ахборотларнинг электрон вариантларини излаб топиб, фойдаланувчиларга айнан керакли маълумотларни етказиб бериш АРМ мутахассисларининг бош вазифаларидан биридир. Айниқса, “ZiyoNET” ахборот тармоғидан фойдаланиш талабалар талабини тезкор қондиришда қўл келмоқда. Институт профессор-ўқитувчилари томонидан яратилган ўқув қўлланма ва маъруза матнларининг электрон кўринишлари ҳам мутахассис ходимлар томонидан “ZiyoNET” порталига киритиб борилмоқда. Ҳозиргача худди шундай ўқув адабиётларининг электрон кўринишдаги 77 тури порталга жойлаштирилган.

Бугунги кунда Ахборот-ресурс марказида, Зарафшон ва Олмалиқ шаҳаридаги бўлимлари фонди билан ҳисоблаганда 300 мингдан зиёд босма адабиётлар мавжуд. Бу адабиётлар нафақат институт талаба ёшларига, балки Навоий, Зарафшон ва Олмалиқ шаҳарлари аҳолисига ҳам хизмат кўрсатмоқда.

Айни пайтда Навоий давлат қончилик институти Ахборот-ресурс маркази Навоий, Зарафшон ва Олмалиқ шаҳарларида, шунингдек вилоят марказидаги Ибн Сино кўчасида ва талабалар турар жойида ўз тармоқ кутубхоналарига эга. Улардаги ўқув заллари бир вақтнинг ўзида 250 китобхонга хизмат кўрсата олади. Шунингдек, марказда электрон адабиётлар бўлими ҳам ташкил этилган. Бу айниқса талаба ёшларга жуда қўл келяпти. Улар бу ерда ўрнатилган компьютерлар, сканерлар ва нусха кўчириш ускуналари ёрдамида Интернет тармоғидан керакли маълумотларни олишлари, дарсларга тайёрланиш жараёнида институт профессор-ўқитувчилари томонидан турли фанлар бўйича ёзилган маърузалар матнларидан фойдаланишлари мумкин. Марказда мунтазам равишда ўтказиб туриладиган турли учрашувлар, давра суҳбатлари, китоб кўргазмалари, муҳим саналарга бағишланган кечалар эса ёшларни маънавий кадриятларимизни эъзозлашга, бугунги кунда мамлакатимиз ва хорижий давлатларда юз бераётган ижтимоий-сиёсий ҳодисаларга нисбатан теран нигоҳ билан қарашга ўргатмоқда.

Шунингдек, Навоий давлат қончилик институтида маънавий-маърифий ишлар самарадорлигини ошириш борасида амалий вазифалар ижроси талаб даражасида йўлга қўйилган бўлиб, Ўзбекистон Республикаси Президенти қарорлари, фармонлари, Вазирлар Маҳкамаси қарорлари, «Таълим тўғрисида»ги қонун ва «Қадрлар тайёрлаш миллий дастури» талаблари, Олий ва ўрта махсус таълим вазирлиги буйруқлари ҳамда меъёрий ҳужжатлари, Навоий кон-металлургия комбинатининг қарор ва кўрсатмалари асосида таълим ва тарбия жараёнининг узлуксиз бирлиги таъминлиги мувофиқ олиб борилмоқда.

Бугунги кунда институтда маънавий-ахлоқий тарбиявий ишларни олиб боришда институт раҳбариятининг, «Маънавият ва маърифат» бўлимининг ҳамда «Қамолат» ёшлар ижтимоий ҳаракати бошланғич ташкилоти талаба-ёшларни она Ватанга меҳр-муҳаббат руҳида тарбиялашда, уларнинг онгига миллий истиклол ғоясини синдиришда ҳамда уларни баркамол инсон бўлиб шаклланишида ўрни катта бўлмоқда.

Ҳар йили институтда талабаларнинг маънавий тарбиясига мутасадди бўлган бўғинлар фаолиятини мувофиқлаштирилиб, Ўзбекистон Республикаси Президенти ва ҳукумати томонидан қабул қилинган қарор ва фармонлар мазмунини талабаларга етказиб борилмоқда. Шунингдек, талабаларнинг ҳаётда ўз ўринларини топишга, ўз-ўзини тарбиялаш, ўз шахсини қамолатга етказиш, ўз руҳий дунёсини тако-

миллаштириш усуллари эгаллашларига, институтда олиб борилаётган ишларнинг асосий мазмуни талабаларнинг сиёсий, ҳуқуқий маданиятини янада юксалтириш, уларда ғоявий-мафкуравий иммунитетни шакллантириш, диний экстремизм, терроризмга қарши кураш ҳамда хавфсизликни таъминлаш, тарихий саналар, миллий байрамлар ва буюк аجدодларимиз таваллудини нишонлаш, талабаларнинг бадиий-эстетик онгини шакллантиришга қаратилмоқда.

Ўзбекистон Республикаси Президенти И.Каримовнинг «Юсак маънавият – енгилмас куч», «Энг асосий мезон – ҳаёт ҳақиқатини ақс эттириш», «Жаҳон молиявий-иқтисодий инкирози, Ўзбекистон шароитида уни бартараф этишнинг йўллари ва чоралари» асарлари мазмун-моҳиятини ўрганишга бағишланган кўплаб давра суҳбатлари, учрашувлар, мулоқотлар, семинарлар ташкил этилди.

Талаба-ёшларда соғлом турмуш тарзини шакллантириш, уларда гиёҳвандлик, кашандалик ва бошқа зарарли иллатларга қарши кураш, миллий ва умуминсоний кадриятлар руҳида тарбиялаш мақсадида маънавий-маърифий ишлар олиб боришмоқда. Фан ва спорт тўғрақлари фаолияти, спорт мусобақаларининг ўтказилиши, уруш ва меҳнат фахрийлари билан учрашувлар ташкил этилиши, ҳуқуқни муҳофаза қилувчи идоралар, давлат ва жамоат ташкилотлари вакиллари билан режага мувофиқ давра суҳбатлари ўтказилиб турилиши талабаларнинг маънавий онгини ўстиришда муҳим восита бўлиб келмоқда.

Институтда фан олимпиадаларида, кўриктанловларда ўз иқтидорини намойиш этиб, вилоят ва республика босқичларида юқори натижаларга эришаётган талабалар кўпчилигини ташкил этади. Масалан, 2007 йил М. Иноятова, 2008 йил Г. Маҳмудова ва Е. Мельниковалар, 2009 йилда А. Фурсов ва Ш. Бўроновлар Беруний номли давлат стипендияси соҳиби бўлишган бўлса, 2008 йил ўтказилган республика олимпиадасининг II-босқичида «Назарий механика» фани бўйича Р. Файзиев, 2009 йил эса мазкур фандан талаба Ж. Қўйжонов ва 2008 йил «Ўзбек тили» фани бўйича Г. Рўзиевалар I-ўринни қўлга киритишди.

Шунингдек, «LG-Grant» грантлар лойиҳасида, «Ўзбекистон маданияти ва санъати форуми» жамғармаси ва «Меҳр нури» жамоатчилик фондининг «Иқтидорли талабалар учун стипендиялар дастури» танловида, "Келажак овози" Республика ёшлар танловининг Республика босқичи ғолиблари сафида институт талабалари мавжуд. Талаба С. Кенжаев «Келажак овози» республика ёшлар танлови вилоят босқичида «Бадиий ижод ва публицистика» номинацияси бўйича ҳамда «Нихол-2009» республика танловида эстрада ижрочилиги йўналиши бўйича ғолибликни қўлга киритди.

Институт «Кон электр механикаси» кафедраси доценти Тошов Жавоҳир Бўриевич мустақиллиkning 18 йиллиги байрами арафасида «Камолот» ёшлар

ижтимоий ҳаракати Марказий Кенгаши томонидан «Ўзбекистон белгиси» кўкрак нишони билан тақдирланди. Талаба Ш.Сулаймонова 2009 йили «Келажак овози» Республика ёшлар танловида ғолибликни қўлга киритди.

Шунингдек, билим юртида ёшлар орасида соғлом турмуш тарзини кенг тарғиб этиш ҳар томонлама баркамол авлодни тарбиялаш борасида ҳам қатор ишлар амалга оширилмоқда. Жумладан, талабаларнинг жисмоний тарбия ва спорт билан шуғулланишлари учун институтда барча шароитлар яратилган бўлиб, «Жисмоний маданият» кафедрасига қарашли спорт хоналари ва залларидан: 2 та ўқитувчилар хонаси, 1 та ўқув хонаси, 3 та йигитлар ва қизлар учун кийим алмаштириш хонаси, 2 та тренажёр зали, 1 та спорт зал, 2 та теннис корти, 1 та ташки баскетбол, қўл тўпи, волейбол, кичик футбол ўйинлари ўйнаш учун мўлжалланган спорт майдон, 1 та баскетбол, волейбол ўйинлари учун мўлжалланган спорт майдони, 2 та кўкаламлаштирилган футбол майдони, йигитлар ва қизлар учун алоҳида ювиниш хоналари ва 1 та кичик сув ҳавзаси мавжуд. Ушбу майдонларда жисмоний маданият дарслари амалий тарзда ўтказилади ва мусобақаларга тайёргарлик ишлари олиб борилади. Бундан ташқари «Навоийазот» ОАЖга қарашли «Кимёгар» ўйингоҳи, НКМК га қарашли «Сўғдиёна» ўйингоҳи, сув ҳавзаси ва спорт саройларида ташкил қилинган тўғрақларга институт талабалари иштирок этиб, вилоят шарафини ҳимоя қилиб келишмоқда.

Яратилган шарт-шароитлар ва талаба-ёшларнинг интилишлари самараси ўлароқ, улар Республика миқёсида ўтказилаётган спорт мусобақаларида фаол катнашиб, совринли ўринларни эгаллаб келмоқдалар. Масалан, Бухорода ўтказилган «Универсиада - 2002» беллашувларида талабалар томонидан учта кумуш, битта бронза, Самарқандда ўтказилган «Универсиада - 2004» мусобақаларида битта олтин, битта бронза ва Тошкентда ўтказилган «Универсиада - 2007» мусобақаларида бешта олтин, саккизта кумуш, олтига бронза медаллари қўлга киритилди. Мазкур мусобақаларга институтдан бир юз йигирма саккиз нафар ўғил ва қирқ икки нафар қиз спортчи талабалар иштирок этишди.

Шунингдек, институт талабалари Ўзбекистон биринчилиги мусобақаларидан ташқари Республика терма жамоаси таркибида Таиландда, Беларуссияда бўлиб ўтган халқаро турнирларда, 2 нафар талаба «Пекин-2008» Олимпиада ўйинларида, Қатарда ўтказилган 15-Осиё ўйинларида, Австралияда ўтказилган жаҳон биринчилигида, Шанхайда ўтказилган жаҳон биринчилиги, Осиё биринчилиги мусобақалари ва қатор бошқа мусобақаларда иштирок этишди.

2010 йилнинг муҳтарам Юртбошимиз ташаббуслари билан «Баркамол авлод йили» деб эълон қилинганлиги юртимизда баркамол авлодни тарбиялаш ишларини янада такомиллаштириш, ўсиб келаётган ёшларнинг юртга дахлдорлик ҳиссини

кучайтириш, кадрлар тайёрлаш масаласида ёндошувни тубдан такомиллаштириш борасидаги ишларни яна бир танкидий руҳда кўриб чиқиш ва бу борада янги замон руҳидан келиб чиққан ҳолда ёндошувни амалга ошириш имконини берди.

Навоий давлат кончилик институтида “Баркамол авлод йили” Давлат дастурида белгиланган вазибаларни изчил амалга оширилишини таъминлаш, уларнинг таълим ва тарбия жараёнидаги амалий ишларни такомиллаштириш борасида ҳам жорий йил биринчи чораги давомида қатор ишлар амалга оширилди.

Хусусан, Давлат дастурида белгиланган 11 та бўлим бўйича ҳам зарур ишлар олиб борилиб, аввало институтнинг ҳар бир йўналишида таълим олаётган ёшлар орасида “Баркамол авлод йили” Давлат дастурининг тарғиботи, унинг мазмун-моҳиятини ёшларга кенг тушунтириш ишлари олиб

борилди. Ёшларни зарарли иллатлар таъсиридан сақлаш, уларда турли ёт ғояларга қарши тура оладиган иммунитетни шакллантириш борасида 10 дан ортиқ давра суҳбатлари ўтказилиб, уларга жамиятда кўзга кўринган етук мутахассислар таклиф этилдилар. Мазкур давлат дастурини ёшлар орасида кенг тарғиб этиш, ёшларнинг жамиятдан хабардорлигини ошириш борасида билим юртининг ҳар бир бўлимида ёшлар билан ишлаш масаласига, улар билан кенг микёсда ахборот алмашинувини йўлга қўйишга катта эътибор берилмоқда.

Шу ўринда алоҳида таъкидлаш жоизки, Навоий давлат кончилик институтининг ўтган ўн беш йиллик фаолияти мамлакатимизда кон-металлургия ва саноат ишлаб чиқаришини янада ривожланиши ва такомиллашишида ўзининг муносиб ҳиссасини қўшди. Умид билан ташланган қадамлар ўз самарасини бермоқда.

УДК 622.7.771

© Санакулов К.С., Шеметов П.А., Руднев С.В. 2010 г.

РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Шеметов П.А.**, главный инженер НГМК, докт. техн. наук; **Руднев С.В.**, главный геолог НГМК

Особенностью строения подавляющей части месторождений золота Кызылкумского региона является идентичность физико-механических свойств и внешних признаков руды и вмещающих пород. Кроме того, случайное распределение рудных тел в горном массиве и золота в рудных телах приводит к значительным потерям балансовых запасов, приравниванию к ним пустой породы, понижению качества минерального сырья. Поэтому для такого типа месторождений особое место занимает информационное обеспечение процесса разделения потока горной массы по качественному признаку на товарную руду, забалансовую руду и пустую породу.

Промышленное освоение сульфидной части запасов золотосульфидного месторождения «Кокпаташ» характеризуется низким содержанием золота. Это заставило искать пути вовлечения в эксплуатацию руд с низким содержанием на основе применения новых методов их предварительного обогащения. Одним из таких методов обогащения является предварительная рентгенорадиометрическая (РРМ) сепарация руд. Сложность применения рентгенорадиометрической сепарации на золотосодержащих рудах связана с уникальностью каждого месторождения. Стандартный подход для золотосодержащих руд мало применим и простое тиражирование ранее

разработанных методов практически невозможно. Поэтому для конкретного объекта необходимо искать набор информативных признаков и находить алгоритм расчета критерия дискриминации (разделения). Исследованиями в области радиометрической сепарации руд и производством оборудования занимаются предприятия России: ВНИИХТ (г. Москва), ЗАО «Интегра» (г. Москва), НПП «Буревестник» (г. Санкт-Петербург), ООО «ЭГОНТ» (г. Санкт-Петербург), ООО «Радос» (г. Красноярск), ООО «Технорос» (г. Красноярск), ЗАО НПК «Техноген» (г. Екатеринбург). На сегодняшний день для золотосодержащих руд насчитывается около 10 внедрений РРМ: Навоийский ГМК (Узбекистан), ЗАО «Еткульзолото», ЗАО «Аурум плюс», ООО «Токурский рудник» (Россия) и др.

В Навоийском ГМК с 1993 г. совместно с ЗАО «Интегра» проведены исследования возможности предварительного обогащения руд месторождений «Кокпаташ» и «Даугызтау» радиометрическими методами: автоматической покусковой и порционной сепарации. Для этого изучена крупнопорционная и покусковая контрастность золотосодержащих руд этих месторождений, установлены физические методы разделения и разработаны эффективные алгоритмы классификации руд по сортам содержания золота на основе косвенных разделительных при-

наков. Разработан автоматизированный программно-управляемый комплекс посамосвальной сортировки руд. Для реализации аппаратного обеспечения алгоритма классификации руд фирмой «Радос» (г. Красноярск, Россия) изготовлена рентгено-радиометрическая рудоконтрольная станция. В 1997 г. программно-управляемый комплекс прошел опытно-промышленные испытания и в январе 1998 г. введен в промышленную эксплуатацию. Внедрение комплекса обеспечило увеличение содержания золота в руде, перерабатываемой на гидрометаллургическом заводе № 3 (ГМЗ-3), на 10% за счет выделения из добываемых забалансовых руд обогащенного сорта, а из балансовых руд – практически пустой породы (табл. 1, 2, рис. 1-6).

На современном уровне развития науки приемлемых технических решений для создания методов покусковой сепарации, основанных на прямом определении золота, не существует. В связи с этим исследования были ориентированы на использование косвенных разделительных признаков. Было исследовано множество физических признаков разделения и в результате найден наиболее эффективный, при помощи которого из руды, в зависимости от исходного содержания в ней золота, возможно выделение от 30% до 80% отвальных хвостов. При этом содержание золота в обогащенном продукте увеличивается в 1,4-2 раза.

К настоящему времени разработку технологии предварительного радиометрического обогащения руд месторождения «Кокпатас» следует считать завершенной. За этот период создана научно-методическая база, построен рудосепарационный комплекс, где проведены и продолжаются укрупненные испытания на материале крупнотоннажных технологических проб различных технологических типов и сортов руд. Технические данные сепарационных модулей представлены в табл. 1.

По технико-экономическим расчетам включение в схему отработки месторождения «Кокпатас» технологии предварительного радиометрического обогащения руд позволяет: снизить себестоимость золота и за счет этого получить порядка 400 млн. долл. США дополнительной валовой прибыли за весь период отработки месторождения; увеличить

Таблица 1

Сепарационные модули РМ-50Р, РМ-100Р, РМ-200Р, РРС-50 микро

Технические данные	Тип сепаратора				Примечание
	РМ-50Р	РМ-100Р	РМ-200Р	РРС-50 Микро	
Сортируемые классы крупности, mm	-50+25	-100+50	-200+100	-50+25	
Производительность, t/час	2,5	7	14	10	При плотности руды 2,7 м ³ /t и скорости ленты 1 м/с
Коэффициент обогащения исходной руды, в пределах, отн. ед	1,5-4			1,2-4	Зависит от технологических свойств руды, выхода и качества продуктов сепарации

сырьевую базу месторождения в результате вовлечения рентабельную переработку забалансовых руд и многочисленных участков рудного поля, не вошедших в подсчет запасов.

Сущность определения технологических сортов продуктов добычи в крупных порциях (в объеме кузова самосвала) на рудоконтрольных станциях (РКС) методом РРМ заключается в измерении скорости счета в откалиброванных энергетических каналах спектра характеристического рентгеновского излучения, возникающего в результате облучения поверхностного слоя исследуемой порции руды потоком первичного электромагнитного излучения.

Геохимической предпосылкой применения рентгено-радиометрического метода, является то, что основными материалами носителями и концентрации золота на месторождении Кокпатас являются пирит и арсенопирит.

В процессе исследований золотосодержащих руд месторождения «Кокпатас» выявлены устойчивые формы связи между золотом с одной стороны, мышьяком и серой – с другой стороны. Кроме них определенное участие в процессе образования пирита и арсенопирита принимает железо, которое в равной степени входит в состав сульфидов (от 46,7% в пирите до 34,3% в арсенопирите).

На первой стадии исследования проводились с

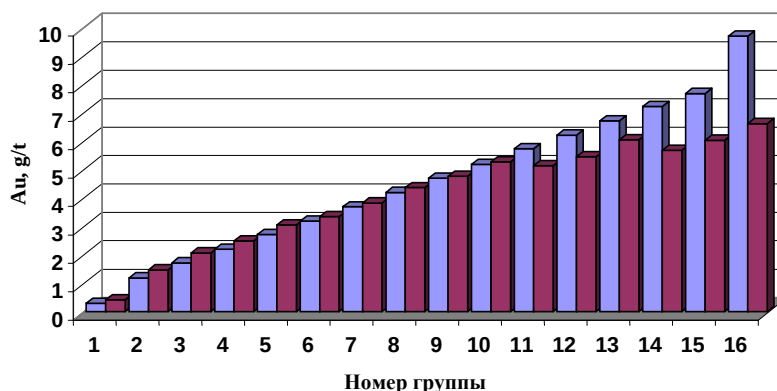


Рис. 1. Гистограмма распределения Au полученного по данным ЦЛГАА и рассчитанного рентгено-радиометрическим опробованием шламовых проб сульфидных руд карьера Южный-1: ■ - содержание Au, полученное по данным ЦЛГАА, и ■ - по данным РРМ

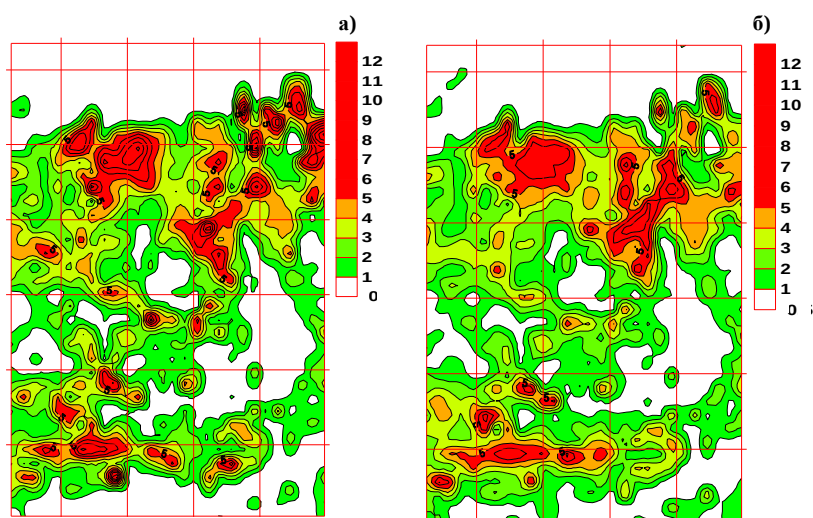


Рис. 2. Сортный план распределения золота: по результатам ЦЛГАА по шламовым пробам (а) и PPM (б)

целью определения тесноты корреляционной связи между золотом и сопутствующими ему элементами индикаторов, входящими в состав пирита и арсенопирита в золотосодержащих рудах месторождения «Кокпатас».

В результате были определены уравнения регрессии для руд по шести наиболее крупным карьерам месторождения «Кокпатас» (табл. 2).

На основании выявленных геохимических закономерностей в распределении золота и сопутствующих ему мышьяка и железа был разработан проект, а в 1994 г. на борту карьера Южный-1 месторождения «Кокпатас» запущен в эксплуатацию первый опытный образец РКС, реализующий РРМ опробование крупнотоннажных порций в объеме

кузова самосвалов.

В результате проведенных опытно-промышленных испытаний была изучена возможность, разработана и внедрена в производство технология предварительной посамосвальной сортировки золотосодержащих руд месторождения Кокпатас методом РРМ.

С учетом результатов, полученных при эксплуатации опытного образца РКС, в 2000 г. на погрузулах месторождений Кокпатас и Даугызтау были запущены в эксплуатацию РКС второго поколения, соответственно РКС-К и РКС-Д.

Первоначальной целью их строительства являлись крупномасштабные испытания технологии предварительного обогащения различных геотехнологических типов руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау», а в последующем, начиная с 2003 г., - опытно-промышленная эксплуатация в составе первой очереди Опытного-промышленного рудо-сепарационного комплекса (ОПРСК) покусковой рентгенометрической сортировки золотосодержащих руд месторождения «Кокпатас».

При этом были решены следующие задачи:

- уточнение технологических показателей предварительного обогащения руд способами крупнопорционной сортировки исходной горнорудной массы порциями в объеме автосамосвалов;
- оценка эксплуатационно-технологических характеристик используемого в составе комплекса основного горно-технологического оборудования рудоподготовки и сортировки, систем автоматизации производственных процессов;

- отработка системы организации работ, связанной с эксплуатацией комплекса РКС и ОПРСК.

Одновременно с запуском РКС второго поколения были начаты исследования и уточнения геохимических зависимостей между содержанием золота и элементами спутников на вновь вводимых в отработку карьерах месторождения «Кокпатас».

Наибольший интерес представлял самый крупный карьер Южный-1 месторождения «Кокпатас», планируемый к отработке сульфидных руд.

С этой целью в планы геолого-разведочной работ по паспортизации сульфидных руд были включены исследования шламо-

Таблица 2
Расчетные уравнения регрессии связи золота с мышьяком и железом

Наименование карьера	Уравнение регрессии		Коефф. корреляции
Восточный	$Au = 0,377 + 0,6 \cdot As$	$Au = 0,385 + 1508 \cdot \frac{As}{Fe}$	$\frac{0,79}{0,75}$
Придорожный	$Au = 0,186 + 1,51 \cdot As$	$Au = 0,055 + 13,87 \cdot \frac{As}{Fe}$	$\frac{0,89}{0,89}$
Южный – 2	$Au = 0,166 + 3,63 \cdot As$	$Au = 0,184 + 34,97 \cdot \frac{As}{Fe}$	$\frac{0,88}{0,86}$
Северо-западный – 2	$Au = 0,066 + 4,63 \cdot As$	$Au = 0,083 + 27,09 \cdot \frac{As}{Fe}$	$\frac{0,89}{0,90}$
Западный 1-1	$Au = 0,031 + 5,25 \cdot As$	$Au = 0,038 + 3,84 \cdot \frac{As}{Fe}$	$\frac{0,91}{0,90}$
Западный 3-3	$Au = 0,033 + 6,93 \cdot As$	$Au = 0,002 + 57,75 \cdot \frac{As}{Fe}$	$\frac{0,81}{0,77}$
По всем карьерам	$Au = 0,44 + 2,46 \cdot As$	$Au = 0,337 + 20,59 \cdot \frac{As}{Fe}$	$\frac{0,70}{0,69}$

вых проб буро-взрывных разведочных скважин, позволившие получить функциональную зависимость между золотом и мышьяком для сульфидных руд карьера Южный-1 месторождения «Кокпатас», аппроксимируемую уравнением регрессии вида $Au=4,9281 \cdot As - 0,325$ (коэф. корреляции $r=0,89$) (рис. 1).

По данным количественных определений содержания золота в шламовых пробах, выполненных в Центральной лаборатории гамма-активационного анализа (ЦЛГАА) и расчета содержаний золота по данным РРМ промеров этих проб построены сортовые планы (рис. 2) и карта их корреляционного поля (рис. 3), которые наглядно демонстрируют принципиальную возможность экспресс определений содержания золота в рудах месторождения Кокпатас косвенным методом РРМ.

На протяжении всего периода эксплуатации РКС проводятся исследования, направленные на повышение эффективности крупно-порционной сортировки. С этой целью производится статистическая оценка показателей качества сортировки, которые одновременно являются характеристиками метрологического обеспечения. При этом анализируются результаты регулярных промеров градуировочных моделей и периодического геологического опробования продуктов сортировки.

Поскольку аппаратный комплекс и способ измерений используются для количественных определений массовых долей анализируемых элементов (As) и (Fe), то спектрометрический тракт по метрологическому обеспечению должен удовлетворять требованиям, предъявляемым к «Анализаторам». К их числу относятся: чувствительность, порог обнаружения, погрешность измерений, теснота корреляционной связи измеряемого параметра и анализируемого элемента, нестабильность аппаратуры за время непрерывной работы.

Традиционно считается, что результаты РРМ промеров порций большого объема не могут использоваться как количественные из-за несоответствия между поверхностной минерализацией, которая участвует в измерениях, и объемной минерализацией. Однако для руд месторождения «Кокпатас» между поверхностной и объемной минерализацией путем сопоставления результатов геологического опробования сканируемой по-

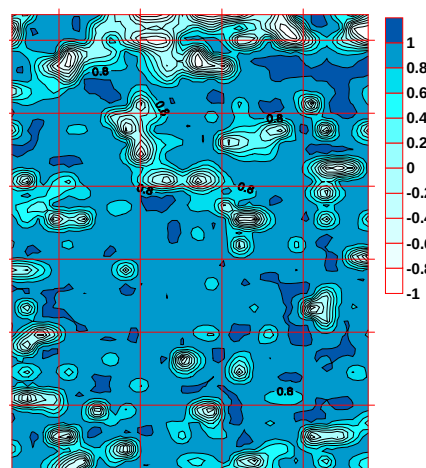


Рис. 3. Карта корреляционного поля содержаний золота, полученных по данным ЦЛГАА и РРМ опробования шламовых проб

верхности и геологического опробования всего объема автосамосвала установлена достаточно тесная корреляционная связь ($r=0,7-0,8$). Она зависит, в первую очередь, от контрастности руды, которая в данном случае позволяет использовать результаты РРМ для качественной разбраковки крупнотоннажных сортируемых порций на два-три технологических класса по содержанию золота.

Таким образом, разделительный признак является косвенным, и достоверность разбраковки продуктов добычи зависит не только от аппаратных возможностей средств измерений и тесноты корреляционной связи измеряемых параметров с содержанием элементов-индикаторов, но и от корреляционной связи между поверхностной и объемной минерализацией. Поэтому качество опробования руд характеризуется не только аппаратными возмож-

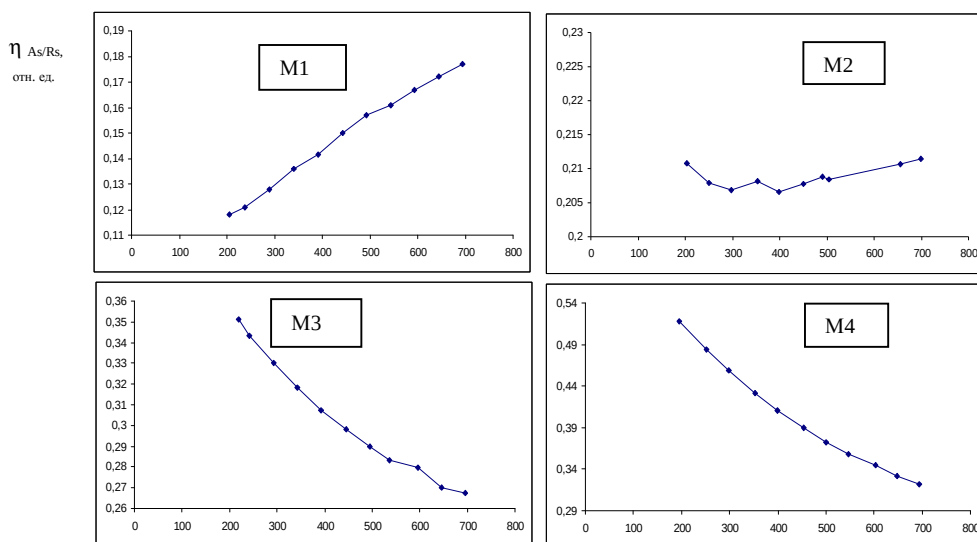


Рис. 4. Графики зависимости параметра спектрального отношения $\eta_{As/Rs}$ от расстояния до моделей: R - расстояние от ОИУ до поверхности модели, mm

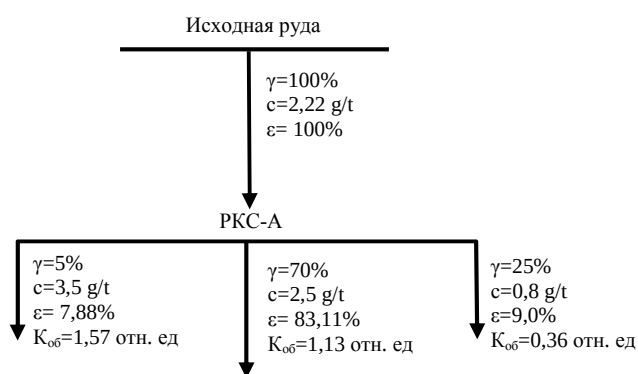


Рис. 5. Качественно-количественная схема автосамосортной сортировки на РКС-2: γ – выход продукта; c – содержание металла в продукте; ε – процент извлечения металла; $K_{об}$ – коэффициент обогащения

ностями средства измерений, т.е. погрешностью средства измерений, но и корректностью использования результатов измерений для определения содержания (класса содержания) рудного компонента в опробуемых порциях, т.е. погрешностью метода измерений. Также было установлено, что погрешность РРМ опробования поверхности горнорудной массы в кузове автосамосвала зависит от геометрических условий замера, связанных с разнотипностью габаритов применяемых автосамосвалов, от загрузки горнорудной массы в кузов автосамосвала и от времени проведения замера, т.е. от времени движения автосамосвала через измерительный сектор РКС при стационарном положении облучатель-

но-измерительного устройства (ОИУ).

Следовательно, для обеспечения достоверности результатов опробования порций на РКС второго поколения (РКС-К), необходимо было определить оптимальное расстояние от ОИУ до сканируемой поверхности - R_0 и допустимое отклонение от него - $\pm \Delta R_0$, при которых погрешность расчета Au по РРМ, связанная с геометрией измерения, будет отличаться от Au , полученного по результатам геологического опробования с допустимой (заданной) погрешностью, т.е. $\pm \Delta Au_{порог.}$ и удовлетворять условию проведения сортировки. Для определения R_0 и $\pm \Delta R_0$ были проведены измерения четырех плоских рудных моделей М1($As=0,042\%$), М2($As=0,208\%$), М3($As=0,527\%$), и М4($As=0,860\%$) при разных расстояниях от них до ОИУ и построены графики зависимости параметра спектрального отношения $\eta_{As/Rs}$ для каждой модели от расстояния между ОИУ и поверхностью эталона (рис. 4). В результате полученных исследований выведена функциональная зависимость:

$$C_{Au} = f(h_{As/Rs}; R)$$

С учетом полученных результатов и опыта эксплуатации РКС второго поколения фирмой «Интегра», являющейся поставщиком измерительного оборудования и разработчиком программного обеспечения, было разработано оборудование для РКС третьего поколения. В конце 2008 г. на борту карьера Южный-1 была введена в эксплуатацию двухпоточная рудоконтрольная станция с годовой производительностью 8 млн. т по исходной горнорудной массе, которая

является частью единого технологического комплекса предварительного обогащения сульфидных руд, состоящего из рудоконтрольной станции (РКС-2) и рудосепарационного комплекса (РСК-К) по кусковой рентгено-радиометрической сортировке руд месторождения «Кокпаташ». Качественно-количественная схема РКС-2 представлена на рис. 5. Для снижения потерь и разубоживания в процессе добычи и сортировки, технологическая схема сортировки предусматривает обязательное разделение

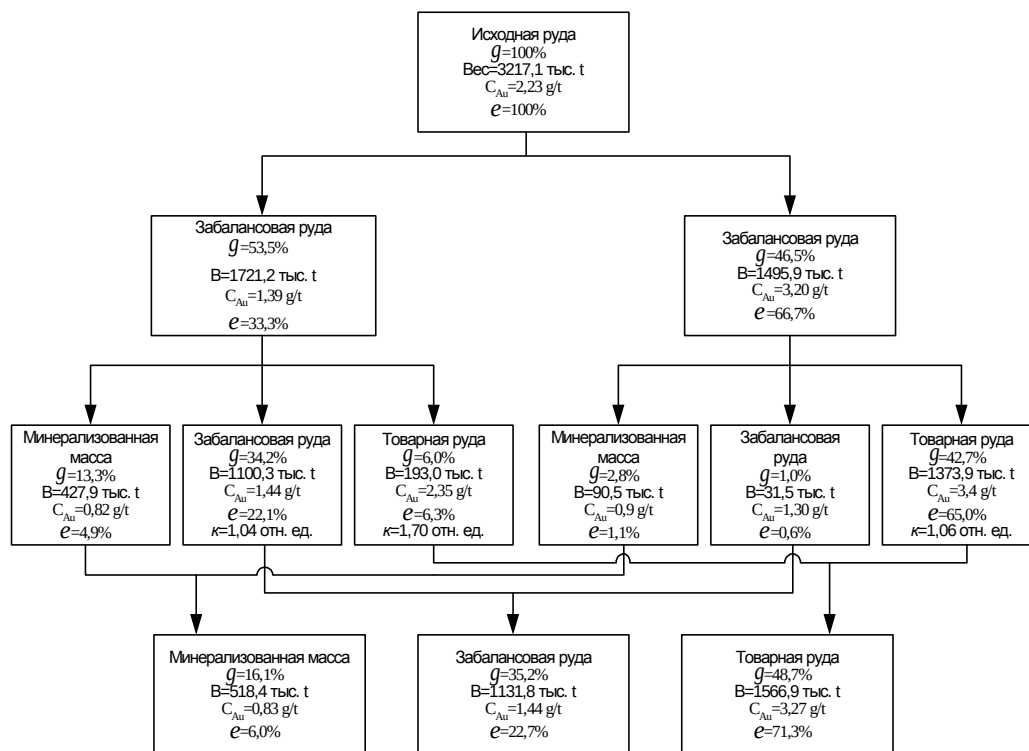


Рис. 6. Результаты сортировки забалансовой и товарной сульфидной руды на РКС-2

продуктов добычи и обогащения на три потока и соответствующее раздельное их складирование. Отличительная особенность РКС-2 заключается в том, что впервые в практике эксплуатации рудоконтрольных станций подобного типа была реализована система потактового измерения расстояния до опробуемой поверхности горнорудной массы в кузове автосамосвала ультразвуковыми датчиками и внесение поправки за высоту в результаты измерения. Реализована схема сканирования поверхности руды с помощью передвижной ОИУ при стационарном положении автосамосвала. Эти решения позволили снизить погрешность экспресс опробования при проведении крупно-порционной сортировки, повысить её эффективность.

В результате была отработана и внедрена в производство технология крупно-порционной сортировки золотосодержащих сульфидных руд в транспортных емкостях (автосамосвалах) рентгенорадиометрическим методом, позволяющая производить контроль селективной выемки руды отдельно для каждого технологического сорта руд (класса содержания золота). Схема позволяет оптимизировать потери и разубоживание, связанное с методической погрешностью опробования содержаний золота в кузове автосамосвалов, и достичь высокую эффективность обогащения сортировки золотосодержащих руд в транспортных емкостях (автосамосвалах).

В течение 2009 г. на РКС-2 переработано 88,9% от всей балансовой сульфидной руды добытой за этот период на месторождении «Кокпатас». В результате крупно-порционной сортировки выделено 16% минерализованной массы из выемочных контуров балансовой и товарной руды, в то же время из контуров забалансовой руды дополнительно выделено 6% товарной руды. Извлечение золота в обогащенном продукте увеличено на 4,7% относительно исходного. Результаты сортировки представлены на рис. 6. Сортировка некондиционных руд позволяет выделять дополнительно порядка 6% обогащенного продукта, пригодного для рентабельной переработки. Сортировка золотосодержащих сульфидных руд месторождения «Кокпатас» методом РРМ опробования большегрузных самосвалов позволяет достичь кондиций руды, требуемых для переработки на ГМЗ-3. Результаты эксплуатации характеризует РКС-2 как еще один мощный инструмент геологической службы в управлении качеством отгружаемой на завод руды.

В сравнении с отработкой и складированием добытых руд исключительно по сортовому плану, построенному по анализу шлама скважин БВР, сортировка на рудоконтрольной станции дает более высокие показатели. Отмечен рост содержания золота в руде, подаваемой на завод, и сокращение её объемов при незначительных потерях металла в хвостах сортировки.

УДК 622.235

© Шеметов П.А., Исломов А.Н. 2010 г.

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ВЗРЫВНОМ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ

Шеметов П.А., главный инженер НГМК, докт. техн. наук; **Исломов А.Н.**, горный инженер рудника Мурунтау Центрального рудоправления НГМК

Буровзрывные работы (БВР), являясь одной из важнейших технологических операций единого процесса добычи полезных ископаемых, в значительной степени определяют технико-экономические показатели горного предприятия в целом. От качества дробления горных пород зависит эффективность всех последующих технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых в единой системе «карьер – перерабатывающее производство». Поэтому ресурсосбережение при взрывном разрушении горных пород на карьерах является актуальной задачей [1-4].

Из общих затрат на производство эмульсионно-взрывчатых веществ (ЭВВ) в государственном предприятии Навоийский горно-металлургический комбинат (НГМК) на приобретение сырьевых компонентов и расходных материалов 25% приходится

на валютные поставки. Сокращение этих затрат в условиях экономического кризиса имеет существенное значение и может быть реализовано на практике. Предложенные ниже ресурсосберегающие решения позволяют снижать удельный расход взрывчатых веществ (ВВ), объем бурения скважин, улучшать степень и равномерность дробления пород и, как следствие, повышать производительность горно-перерабатывающего оборудования. Первоочередными задачами решения проблем ресурсосбережения при взрывном разрушении горных пород на карьерах являются:

- применение эмульсионных ВВ (ЭВВ);
- совершенствование рецептурного состава матричной эмульсии и технологии эмульгирования исходных растворов с целью возможности работы на сырьевых компонентах местных производителей,

содержащих примеси;

- проведение модернизации оборудования завода ЭВВ и смесительно-зарядных машин (СЗМ);
- применение комбинированных зарядов из высоко- и низкобрызгантных ВВ;
- создание технологии высокоточного дозирования компонентов, эмульсии и готовой продукции, обеспечивающих соблюдение нормированных показателей по технологическим операциям;
- оптимизация основных параметров массовых взрывов в карьерах;
- оптимизация БВР в системе «карьер – гидрометаллургический завод»;
- переход на взрывание высоких уступов;
- предварительное осушение центральных участков карьера путем создания дренажных щелей из взорванной горной массы на флангах;
- использование инициирования заряда ВВ по радио.

Объем потребления ВВ в НГМК с момента ввода завода по производству ЭВВ (2002 г.) возрос в 2,2 раза и достиг к настоящему времени 65,0-67,0 тыс. т в год. Перспективность развития производства ЭВВ в НГМК определяется тем, что ЭВВ дает возможность решать практические задачи по созданию новых ВВ путем регулирования энергетических характеристик в соответствии с конкретными горно-геологическими условиями ведения взрывных работ, отвечающих современным требованиям горнодобывающей промышленности. ЭВВ, имея простейший состав в виде аммиачной селитры (АС) и масла типа АС+ДТ, позволили исключить растворение аммиачно-селитренных ВВ в скважинах с проточной водой, где ранее мог применяться только гранулол. При этом эффективность взрыва с использованием ЭВВ за счет высокой плотности заряжения ($1,25-1,3 \text{ g/sm}^3$) остается на уровне гранулола, а стоимость снижается.

Для совершенствования рецептурного состава матричной эмульсии и технологии эмульгирования исходных растворов с целью возможности работы на сырьевых компонентах местных производителей, содержащих примеси, выполнены исследования по использованию при изготовлении эмульсионных ВВ сырьевых компонентов, поставляемых от альтернативных поставщиков.

Использование АС в качестве компонента ВВ основано на ее способности выделения кислорода в реакции разложения, протекающей в экзотермическом режиме. Условие протекания такой реакции – высокотемпературный нагрев (свыше 300°C) и ударно-волновое воздействие на АС. В ходе реакции каждый килограмм АС выделяет более 100 г кислорода и в первом приближении её можно рассматривать как низкочувствительное маломощное ВВ с энергией взрыва около 340 kkal/kg [1, 2]. АС, выпускаемая по ГОСТ 2-85 представляет собой капиллярно-пористые гранулы размером около 3 мм.

Пористость гранул АС марок А и Б составляет 6-9%. Удерживающая способность селитры по отношению к жидкому нефтепродукту определяется адгезионной способностью системы «аммиачная селитра – дизельное топливо» и удельной поверхностью гранул АС составляющей 2,5-3%. Для повышения поглощающей и удерживающей способностей используют специальную пористую АС. Установлено, что среднее значение удерживающей способности пористой гранулированной АС разных фирм-производителей составило: поставки фирмы «Norsk Hydro» Швеция – 99,7%; производства ОАО «Азот» г. Березники – 98,3%; производства АО «Акрон» г. Новгород – 97,3% и гранулированной АС общетехнического назначения производства ОАО «Навоiazот» г. Навои (Узбекистан) – 86,0%. Экспериментальные исследования показали, что взрывчатые и детонационные характеристики составов типа ANFO, изготовляемых на местах ведения взрывных работ, с одинаковым содержанием дизельного топлива, приготовляемых на основе пористой АС, имеют более высокие характеристики, чем приготовленные на основе АС общетехнического назначения производства ОАО «Навоiazот» г. Навои. При использовании гранулированной АС производства ОАО «Навоiazот» для изготовления составов типа Нобелан-2080 расфасованного в мешкотару имело место после хранения расслоение на жидкую и твердую фазы, выделение экссудата на поверхности мешкотары, проявления слёживаемости. Основываясь на результатах, полученных в процессе опытно-промышленных работ по определению удерживающей способности АС, стоимости представленного сырья и опытно-промышленных полигонных испытаний на восприимчивость ЭВВ к детонационному импульсу предложено: для изготовления ЭВВ типа Нобелан-2080 расфасованного в мешкотару использовать АС производства ОАО «Азот» г. Березники (Россия); для выпуска ЭВВ типа Нобелан и Нобелит изготовляемых в процессе заряжания в СЗМ использовать гранулированную АС производства ОАО «Навоiazот».

В результате проведенных исследований и опытно-промышленных работ, технология применяемая на заводе по производству ЭВВ адаптирована под АС общетехнического назначения производимую ОАО «Навоiazот».

Установлено, что удерживающая способность АС производства ОАО «Навоiazот» к дизельному топливу (ДТ) – находится в пределах 3,7-3,8%, что существенно меньше количества ДТ, необходимого для приготовления составов типа ANFO с максимальной энергией взрыва [1]. Установлено, что ДТ стекает с гранул АС в течении 2-4 ч, поэтому в верхней части скважинного заряда формируется ВВ с положительным кислородным балансом (2% горючего), а в нижней части заряд флегматизируется стекшим ДТ, что приводит к ухудшению детонационных и энергетических показателей взрывчатой смеси.

В связи с этим составы типа ANFO на горных работах НГМК применяются в основном в легковзрываемых породах, когда заряд в скважине находится не более 5 h, или в комбинированных зарядах в средне- и трудновзрываемых породах в сочетании с более высокобрызгантными эмульсионными ВВ. Сущность метода заключается в раздельном по времени формировании зарядов из разных типов ВВ. В первый день подготовки взрыва формируются нижние части зарядов из составов типа Нобелит 2030-2000, а на следующий день, после восстановления гидростатического уровня воды в скважинах, формируются верхние части зарядов из составов типа ANFO. Длина нижней части такого заряда превышает на 0,3-0,5 m высоту столба воды в скважине для предотвращения намочения. Использование данного метода на карьере Мурунтау позволило снизить затраты при отбойке обводненных горных пород на 10 центов на 1 m³ горной массы. В зависимости от условий взрыва и свойств применяемых ВВ используется количественное соотношение зарядов с различными взрывными характеристиками. Первичные предразрушения создают высокобрызгантные составы типа нобелитов, нобеланов, а горный массив разрушается низкобрызгантными составами типа ANFO (табл.). Экономическая эффективность метода обеспечивается уменьшением средней стоимости расходующихся ВВ в 2-3 раза при сохранении высокого качества дробления горной массы за счет рационального использования энергии взрыва.

Имеется реальная возможность замены сырьевых компонентов более доступными и дешевыми компонентами в составе игданита, матрицы и патронированных ЭВВ. В частности, при производстве игданита дизельное топливо может быть полностью или частично заменено отработанным машинным маслом, количество которого оценивается в 400-500 t/год. Реализация этого предложения требует проведения опытно-промышленных работ, оформления нормативно-технической документации, организации сбора, очистки и разработки ТУ на отработанное масло для использования его в составе игданита, определения порядка сбора, очистки, хранения и использования такого масла. Применение масла в составе игданита уменьшит расходы на взрывные работы на 300÷400 млн. сум/год.

Произвести равноценную по технологическим параметрам замену основных компонентов в составе ЭВВ, главными из которых является комплекс «эмульгатор + минеральное масло», а также пористая и натриевая селитра при производстве патронированных ЭВВ, можно только с привлечением организаций, специализирующихся на разработке и применении взрывчатых составов. В результате возможно получение эмульсионного взрывчатого вещества, изготавливаемого по усовершенствованной рецептуре с аналогичными энергетическими характеристиками и более низкой (15÷20%) стоимостью. Одним из вариантов снижения стоимости ЭВВ может быть

поставка комплекса «эмульгатор + минеральное масло» (масляный раствор), готового к употреблению. Работы в данном направлении начаты в НГМК. После проведения испытаний ЭВВ, изготовленных по усовершенствованной рецептуре, полученные результаты следует использовать в качестве технологической основы модернизации завода.

Проведены изыскательские работы по возможной замене сырьевых компонентов, в результате которой в частности удалось перейти от поставок натриевой селитры с дальнего зарубежья, на поставки от производителя ближнего зарубежья. Проведена работа по подбору парафина более дешевого и отвечающего параметрам технологического процесса. В результате исследований и опытно-промышленных работ по использованию сырьевых компонентов и расходных материалов, поставляемых от разных поставщиков, отработаны технологические параметры и рецептура состава эмульсионной матрицы, что позволило снизить долю импортных сырьевых компонентов с 5,2% до 4,5÷4,0%.

Для решения создания технологии высокоточного дозирования компонентов, эмульсии и готовой продукции, обеспечивающих соблюдение нормированных показателей по технологическим операциям выполнен анализ производительности СЗМ типа Heavy ANFO с разными составами типа Нобелан. Так как, производительность шнекового транспортера СЗМ зависит от плотности заряжаемого ВВ, то при изготовлении составов типа Нобелан с большим количеством эмульсионной матрицы, увеличивается его плотность. Для снижения нагрузки на привод шнека, автоматизированная система управления СЗМ снижает количество оборотов шнека, в результате чего снижается производительность при изготовлении ЭВВ с большим процентом эмульсионной матрицы. Установлено, что наибольшая производительность достигается при изготовлении и зарядке скважин составами типа Нобелан 2080 и составляет 350 kg/min (рис.).

Основываясь на результатах опытно-промышленных взрывов, разработан рациональный ассортимент ЭВВ для пород карьеров, исходя из ус-

Таблица
Рекомендуемое количество составов типа ANFO в комбинированном скважинном заряде

Категория пород по взрываемости	Количество составов типа ANFO в комбинированном заряде, %	
	Рудная зона	Породная зона
Легковзрываемые	80	100
Средневзрываемые	60	70
Трудновзрываемые	40	60
Весьма трудно-взрываемые	20	40

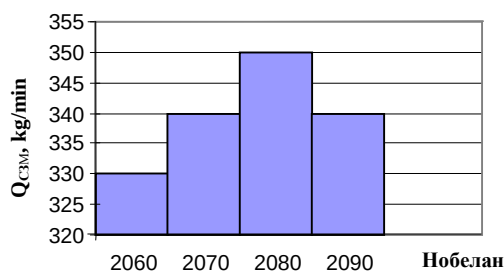


Рис. Производительность СЗМ при зарядке скважин разными типами ЭВВ типа Нобелан

ловия оптимальной производительности СЗМ. Для заряжания сухих скважин в средне- и трудновзрываемых породах – Нобелан 2070, представляющий собой механическую смесь гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива (70% - АСДТ, 30% – эмульсионной матрицы); Нобелан 2080 (80% – АСДТ, 20% – эмульсии); сухих скважин в легко-взрываемых породах – составы типа ANFO и Нобелан 2080; обводненных скважин Нобелит 2030, представляющий собой механическую смесь АСДТ – 30% и эмульсионной матрицы – 70%, сенсibilизированные газогенерирующими добавками.

Оптимизированы основные параметры массовых взрывов в карьере Мурунтау с помощью ЭВМ: определение оптимальной в рассматриваемых условиях стоимости взрыва с учетом затрат на буровые работы и стоимости экскавации горной массы; оценка влияния высоты уступа, диаметра скважин, параметров расположения и массы зарядов на результаты взрывов, выбор оптимального типа ВВ; прогнозирование зон разрушения и состояния отколов после взрывов; определение интервалов и схем короткозамедленного и замедленного взрывания; расчет среднего размера отбитого куска и оценка качества дробления верхней части уступов; прогнозирование дальности разлета кусков породы и интенсивность сейсмических колебаний. Для этого проведены опытно-промышленные работы и выполнено районирование пород карьера по удельной энергии, затраченной при взрывной отбойке, в результате которой выделен ряд зон с интервалом изменения от 1,95 до 6,2 МДж/м³. Для каждой зоны установлено оптимальное значение удельной энергии, а также разработан и внедрен алгоритм оптимизации БВР [2], позволивший произвести разрежение сеток скважин на рудных блоках с низкой контрастностью руды с сети 5,6х5,6 на сеть 6,5х6,5. Снижены затраты на буровые работы и увеличен выход горной массы с 1 п.м. скважины на 3,2%.

Согласно результатов анализа энергетической эффективности рудоподготовительного процесса в системе «карьер – гидromеталлургический завод», наиболее энергоемкими операциями остаются механическое дробление и измельчение золотосодержащей руды, на долю которых приходится 98,8% всех энергетических затрат [4]. Поскольку взрывной способ обладает возможностью для более высокой дезинтеграции руды, можно перераспределять энергозатраты между взрывным и механическим дроблени-

ем и измельчением. Исследования интенсификации взрывного воздействия на массив показали, что с увеличением выхода породы мелких классов удельная энергоемкость механического дробления пропорционально снижается, с ростом крупных – возрастает. На основе полученных расчетов определены оптимальные параметры БВР, категории пород по взрываемости, рекомендованы сетки бурения скважин и типы ЭВВ в зависимости от характеристик пород. В ходе проведения работ по оптимизации БВР уточнен удельный расход ЭВВ, обеспечивающий заданную степень дробления руды, подаваемой на завод и составляющей 1,1 кг/м³. Одним из важнейших требований к параметрам БВР является обеспечение во взорванной руде содержания фракции +100 мм до 80%, что оптимизирует процесс самоизмельчения на гидromеталлургическом заводе. В связи с этим, на карьере разработана и внедрена технология БВР, обеспечивающая интенсификацию взрывного воздействия на дробление руды. В результате выход негабарита в рудной зоне снизился с 1,5 до 0,9÷0,02%. В связи с этим производительность экскаваторов в рудной зоне увеличилась в среднем на 10%, расход зубьев сократился на 25%. Производительность дробилок механического дробления на гидromеталлургическом заводе увеличилась на 20-25%, а мельниц измельчения – на 4-7%, снизился расход помольных шаров на 6-7%. Технология внедрена на карьере Мурунтау и позволяет получить экономический эффект 350,0 тыс. долл. США в год в системе «карьер – гидromеталлургический завод» [3].

Интенсивная эксплуатация завода ЭВВ и СЗМ на протяжении 8 лет требует проведения модернизации и реконструкции узлов (приема жидкой аммиачной селитры; охлаждения патронов; приготовления масляного раствора и т.п.). Поэтому целесообразно проведение модернизации аппаратного оформления технологической схемы завода для повышения эффективности и безопасности производства ЭВВ с улучшением технико-экономических показателей.

Часть модернизаций выполнена, например:

- для увеличения производительности завода по производству ЭВВ определены оптимальные параметры и режимы работы технологического оборудования, выполнена модернизация модуля загрузки СЗМ, приготовления пакетированных ВВ и линии приготовления патронов. Доставка селитры из заглубленного приемного бункера в накопительные емкости осуществлялась по пневмопроводу, где происходило частичное разрушение гранул (до 35%) и, учитывая жаркий климат Центральных Кызылкумов, АС спекалась в сплошную монолитную массу, в результате чего её погрузка из приемного бункера в накопительные емкости становилась невозможной. Данная проблема решена применением наклонного конвейера для погрузки АС непосредственно из приемного бункера в накопительные емкости;

- проектная производительность модуля для производства пакетированного в мешкотару ЭВВ типа

Нобелан-2080 составляет 250 kg/h, не достаточна для выполнения производственных объемов по зарядке скважин. Кроме того, для загрузки в приемный бункер более 500 kg ЭВВ, под давлением массы ВВ заклинивает шнековый транспортер. Для стабильной работы модуля загрузки приемного бункера производилась порциями не более 500 kg, в результате, чего СЗМ вынужденно простаивала, что приводило к непроизводительной работе и снижению выхода машин для зарядки скважин на карьерах. С целью повышения производительности модуля, сокращение времени простоя СЗМ выполнена модернизация, позволившая повысить производительность при производстве и расфасовке пакетированного ЭВВ в 3 раза (до 750 kg/h), а также оптимизировать работу СЗМ и модуля;

- на линии производства патронированных ЭВВ при подаче патронов из ванны охлаждения наклонным конвейером на горизонтальный конвейер линии упаковки конструкция перегружателя позволяла задействовать только одну часть горизонтального конвейера с подачей патронов на один упаковочный стол. Пропускная способность составляла 30-40 шт./min, в тоже время производительность машины патронирования до 70 шт./min, что не позволяло полностью задействовать возможности машины патронирования. Модернизация горизонтального конвейера и упаковочных столов позволила повысить пропускную способность в 2 раза и полностью задействовать возможности машины патронирования.

Одним из вариантов комплексного подхода можно считать метод взрывания высоких уступов. Его экономическая целесообразность в зажатой среде проявляется в концентрации горного оборудования на одном горизонте; уменьшении объема бурения из-за сокращения числа перебуров пропорционально числу совмещенных уступов; в сокращении расхода СИ, забоечного материала. При переходе на взрывание высоких уступов экономия средств достигается до 25 центов на 1 м³ горной массы. При длительной подготовке взрывных блоков, которая характерна для карьеров НГМК, ведется предварительное осушение центральных участков карьеров путем создания дренажных щелей из взорванной горной массы на флангах. За счет предложенных методов БВР достигнуто снижение расхода составов типа Нобелита 2030-2000 с 6,0% до 13,5% от общего объема используемого ЭВВ. Обводненность оказывает влияние на производительность буровых станков и стойкость шарошечных долот. При бурении осушенных блоков проходка на долото увеличивается на 25-30%, а про-

изводительность станка СБШ-250 МН на 8-10%.

Параметры действующих добычных карьеров и опасной зоны при производстве взрывных работ постоянно увеличиваются, следовательно, при монтаже магистралей от взрывающих блоков к месту инициирования постоянно возрастают расход СИ, трудозатраты и простои горнодобывающей техники.

Большая протяженность взрывных магистралей приводит к снижению надежности инициирования взрывающих блоков. Применение аппаратуры радиуправления взрывом освобождает от работ по прокладке магистралей в безопасную зону, тем самым стабилизирует независимо от размера карьера затраты и простои горнодобывающей техники. Управление массовым взрывом с помощью аппаратуры "ДРУЗА-М" позволило дистанционно (посредством радиосигнала) выполнять инициирование взрывающих блоков скважинных зарядов при производстве массовых взрывов на карьерах одной командой, с заданной последовательностью и интервалами выдержки.

Таким образом, на современном уровне развития горнодобывающих предприятий БВР являются одним из источников снижения затрат и повышения рентабельности производства. Ресурсосбережение на буровзрывных работах государственного предприятия Навоийский горно-металлургический комбинат обеспечивается: применением эмульсионных ВВ; постоянным совершенствованием рецептурного состава матричной эмульсии и технологии эмульгирования исходных растворов; комбинированными зарядами из высоко- и низкобрызганных ВВ; созданием технологии высокоточного дозирования компонентов, эмульсии и готовой продукции, обеспечивающих соблюдение нормированных показателей по технологическим операциям; оптимизацией основных параметров массовых взрывов в карьерах; оптимизацией БВР в системе «карьер – гидрометаллургический завод»; проведением модернизации и реконструкции оборудования завода ЭВВ и СЗМ; переходом на взрывание высоких уступов; предварительным осушением центральных участков карьера путем создания дренажных щелей из взорванной горной массы на флангах; использованием инициирования заряда ВВ по радио. Реализация новейших ресурсосберегающих решений в НГМК позволила снизить долю импортных сырьевых компонентов с 5,2% до 4,5-4,0%, увеличить выход горной массы с 1 п.м скважины на 3,2%, получить значительный экономический эффект.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Использование сырьевых компонентов разных фирм-производителей при изготовлении ЭВВ. // Горный Вестник Узбекистана 2003 № 3. С. 44-46.
2. Гаврилов Н.И., Перепелицын А.И., Феодоритов М.И. Производство аммиачной селитры для взрывчатых веществ. Безопасность труда в промышленности. 2003. № 1. С. 33-35.
3. Шеметов П.А., Коломников С.С. Алгоритм оптимизации параметров БВР // Горный Вестник Узбекистана 2002 № 3. С. 15-17.
4. Шеметов П.А. Управление качеством рудного потока при циклично-поточной технологии разработки сложноструктурных месторождений // Горный журнал 2002. Специальный выпуск. С. 80-83.

РАЗРАБОТКА ПРИНЦИПОВ, ПРИЕМОВ И КРИТЕРИЕВ ОЦЕНКИ РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ РЕСУРСОВ

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Наимова Р.Ш.**, инженер Учебного центра Центрального рудоуправления, канд. техн. наук

Под рациональным использованием техногенных ресурсов понимается такое их использование, при котором в полном объеме реализуется технологическая взаимосвязь в виде последовательно выполняемых воздействий во внутреннем и внешнем пространстве карьера на основе применения взаимосвязанных принципов: системности, цикличности, согласованности и воспроизводства (табл.).

Принцип системности при разработке месторождений заключается в построении иерархически организованной системы взаимодействия природных и техногенных ресурсов, способность которой адаптироваться к изменению условий функционирования оценивается коэффициентом адаптации. Этот коэффициент характеризует изменение технической производительности системы при перестройке, например транспортной схемы карьера. Способность системы адаптироваться к изменяющимся условиям функционирования оценивается коэффициентом адаптации:

$$K_{ад.с.} = \frac{P_c - \Delta P_{изм.}}{P_c} \leq 1,0,$$

где $K_{ад.с.}$ - коэффициент адаптации системы, доли ед.;

P_c – техническая производительность системы, t/m^3 ;

$\Delta P_{изм.}$ – уменьшение технической производительности системы при изменении условий функционирования.

Принцип цикличности заключается в повторном использовании минеральных и пространственных техногенных ресурсов после освобождения от первичных минеральных ресурсов, а также в циклическом вовлечении в переработку отходов добычи, включая забалансовые запасы, с последовательным уменьшением содержания во времени.

Схема циклического изменения потребительских свойств минерального сырья представлена на рис. 1. Её сущность заключается в том, что отходы предыдущего цикла можно использовать в качестве сырья на последующем цикле, поскольку эта часть отходов является потенциальным полезным ископаемым.

Критерием оценки в этом случае является степень использования ресурсного потенциала месторождения, которая оценивается коэффициентом его использования:

$$K_{рес. ном.} = \frac{Q + \sum_{i=1}^n Q_{заб}}{\sum Q} > 1,0,$$

Таблица

Принципы, приемы и критерии оценки использования техногенных ресурсов

Принципы	Приемы	Критерии оценки
Системность	Построение иерархически организованной системы взаимодействия природных и техногенных ресурсов.	Способность системы адаптироваться к изменяющимся условиям функционирования.
Цикличность	Циклическое вовлечение в переработку забалансовой руды с последовательно уменьшающимся содержанием. Циклическое использование пространственных ресурсов.	Степень использования ресурсного потенциала месторождения. Степень использования пространственных ресурсов.
Согласованность	Согласованное развитие и освоение пространственных и минеральных ресурсов природного и техногенного происхождения.	Степень соответствия извлеченных объемов и заполняемых пространств, добываемых балансовых запасов и перерабатываемой товарной руды.
Воспроизводство	Воспроизводство товарной продукции из отходов освоения месторождения.	Степень воспроизводства ресурсного потенциала за счет воспроизводства товарной продукции из отходов горного производства. Степень воспроизводства пространственных ресурсов при вовлечении в освоение отходов горного производства.

где $K_{рес.пот.}$ - коэффициент использования ресурсного потенциала, доли ед.;

Q_0 - количество переработанных балансовых запасов;

$\sum_{i=1}^n Q_{заб}$ - количество попутно переработанных забалансовых запасов за i циклов последовательного уменьшения содержания в них $i=1, 2, \dots, n$.

Цикличное использование пространственных ресурсов характеризуется степенью их использования, которая оценивается соответствующим коэффициентом:

$$K_{ис.пр.рес.} = \frac{S + \sum_{i=1}^n S_{ij}}{S} > 1,0,$$

где $K_{ис.пр.рес.}$ - коэффициент использования пространственных ресурсов, отн. ед.;

S - проектная площадь поверхности, занимаемая отвалами;

S_{ij} - площадь поверхности, повторно заполняемое отвалами при j -том цикле; $j = 1, 2, 3, \dots, n$.

Принцип цикличности дополняется принципом согласованности, который требует в согласованном режиме во времени и пространстве использовать пространственные и минеральные ресурсы, размещать временные и постоянные склады при изменении требований к потребительским свойствам руды, обеспечивать отгрузку забалансовой руды из временных складов и повторное заполнение освобожденного пространства и т.п.

С постепенной отработкой запасов месторождения по мере увеличения глубины горных работ происходит цикличное и согласованное изменение содержания, добычи товарной руды и вскрыши. Рассматривая схему цикличного и согласованного изменения содержания, добычи товарной руды и вскрыши (рис. 2) можно установить, что с увеличением глубины карьера содержание полезного компонента в руде уменьшается (рис. 2, а). В свою очередь добыча товарной руды (рис. 2, б) и объемы вскрыши (рис. 2, в) увеличиваются. В связи с этим на основе интересов предприятия цикличность и согласованность уменьшения содержания руды связано с изменением физико-механических свойств пород не только с глубиной карьера, но и при длительном хранении в техногенном массиве.

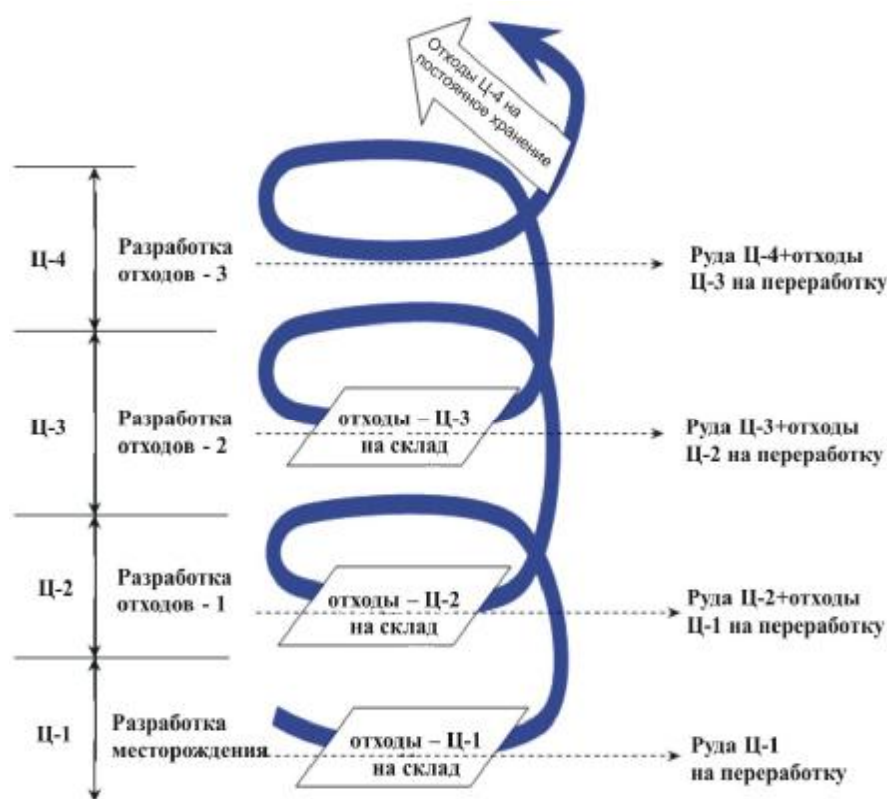


Рис. 1. Схема изменения потребительских свойств и цикличного вовлечения отходов добычи в переработку: Ц-1; Ц-2; Ц-3; Ц-4 – номера циклов

Согласованность развития и освоения пространственных и минеральных ресурсов природного и техногенного происхождения оценивается степенью соответствия извлеченных объемов и заполняемых пространств, добываемых балансовых запасов и перерабатываемой товарной руды, которая характеризуется коэффициентами пространственных ресурсов и коэффициентом согласованности объемов минеральных ресурсов.

Коэффициент согласованности использования пространственных ресурсов определяется по формуле:

$$K_{сог.пр.рес.} = \frac{V_{разм} k_p \cdot k_z}{V_{извл}} = 1,0,$$

где $V_{разм}$ - объем пространства для размещения извлеченной горной массы;

$V_{извл}$ - объем извлеченной горной массы;

k_p - коэффициент разрыхления горной массы в отвале, $k_p = 1,2 \div 1,4$;

k_z - коэффициент заполнения пространства отвалами, $k_z = 0,6 \div 0,9$.

При $K_{сог.пр.рес.} > 1,0$ объем заполняемого пространства превышает объем размещаемой горной массы, а при $K_{сог.пр.рес.} < 1,0$ объем заполняемого пространства не достаточен для размещения извлеченного объема.

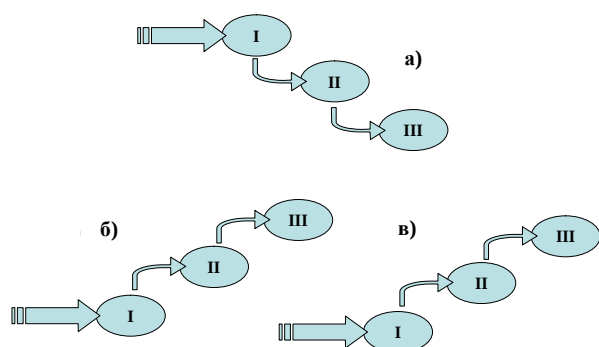


Рис. 2. Схема циклического и согласованного изменения содержания (а), добычи товарной руды (б) и вскрыши (в): I, II, III – циклы изменения характеристик

Примером нарушения принципа согласованности является формирование и отработка внешних складов карьера Мурунтау без учета их взаимосвязи в будущем с развитием карьера. В результате часть таких складов отправлено на переработку, а освобожденное пространство повторно используются только частично. Это связано с тем, что изменилась схема вскрытия месторождения с ликвидацией транспортной траншеи в центральной части Южного борта карьера. В результате освобожденное от складов пространство не имеет транспортной связи с рабочей зоной карьера, а горная масса доставляется по траншее в южную часть отвального поля на значительное расстояние.

Такая ситуация указывает на нерациональное использование внешнего пространственного ресурса и несогласованность его освобождения и заполнения с развитием карьера. В этом случае коэффициент пространственных ресурсов $K_{\text{сог.пр.рес}} > 1,0$.

Коэффициент согласованности объемов минеральных ресурсов определяются по формуле:

$$K_{\text{мин.рес.}} = \frac{Q_{\text{доб.б.}} + \sum_{i=1}^n Q_{\text{скл}}}{Q_{\text{тов.гр}}} = 1,0,$$

где $Q_{\text{доб.б.}}$ – объем добытой балансовой руды;

$Q_{\text{скл}}$ – объем руды, отгруженной с k -го склада, $k = 1, 2, \dots, n$;

$Q_{\text{тов.гр.}}$ – товарный грузопоток карьера.

При $K_{\text{мин.рес.}} > 1,0$ имеются излишки, а при $K_{\text{мин.рес.}} < 1,0$ – недостаток руды для комплектования товарного грузопотока карьера.

Сущность принципа воспроизводства заключается в получении дополнительной товарной продукции из отходов производства. Приемами воздействия в этом случае являются технологические и технические решения по выделению из отходов освоения месторождения товарной продукции.

Приемами воздействия являются технологическая взаимосвязь через согласование порядка из-

влечения разных сортов минерального сырья с порядком его размещения в заполняемом пространстве. Последствием воздействия является образование выработанного пространства и техногенных массивов с технологической взаимосвязью через согласование объема извлекаемого минерального сырья с вместимостью пространства для его размещения.

В результате ведения открытых горных работ образуются выработанное пространство и техногенные массивы из извлеченного минерального сырья, технологическая взаимосвязь между которыми прослеживается через адаптации системы к изменению условий функционирования, циклическое использование минеральных пространственных ресурсов, и согласование объемов извлекаемого минерального сырья с вместимостью пространства для его размещения. В целом использование принципов системности, циклическости и согласованности обеспечивает управление развитием выработанного пространства и формированием техногенных массивов, с реализацией технологической взаимосвязи через согласование порядка извлечения разных сортов минерального сырья из освобожденного пространства с порядком их размещения в заполняемом пространстве с целью использования в будущем. Дополнение этих принципов принципом воспроизводства обеспечивает рациональное использование техногенных ресурсов с повышением степени освоения ресурсного потенциала месторождения. Степень воспроизводства ресурсного потенциала за счет получения дополнительной товарной продукции из отходов горного производства оценивается коэффициентом воспроизводства сырьевых ресурсов:

$$K_{\text{вос.сыр.}} = \frac{Q_{\text{отх}} \cdot R_{\text{вых}}}{Q_{\text{б+з}}},$$

где $K_{\text{вос.сыр.}}$ – коэффициент воспроизводства сырьевых ресурсов, доли ед.;

$Q_{\text{отх}}$ – количество отходов горного производства;

$R_{\text{вых}}$ – коэффициент выхода товарной продукции из отходов производства $R_{\text{вых}} = 0,05 \div 0,40$;

$Q_{\text{б+з}}$ – количество балансовых и забалансовых запасов, участвующих в формировании товарного грузопотока карьера.

Степень воспроизводства пространственных ресурсов при вовлечении в освоение отходов горного производства оценивается коэффициентом воспроизводства пространственных ресурсов:

$$k_{\text{восп.пр.рес.}} = \frac{S_{\text{отх}}(1 - R_{\text{вых}})}{S_{\text{общ.отх}}} < 1,0,$$

где $S_{\text{отх}}$ – площадь поверхности, заполняемая отходами горного производства, пригодными в качестве

ве резервного сырьевого источника;

Собщ. отв. - общая площадь под отвалами.

Таким образом, рациональное использование техногенных ресурсов представляет собой технологическую взаимосвязь в виде последовательно выполняемых воздействий во внутреннем и внешнем пространстве карьера на основе взаимосвя-

занных принципов системности, цикличности, согласованности и воспроизводства. Применение разработанных критериев и коэффициентов оценки практической реализации перечисленных принципов позволяет объективно определить эффективность использования минеральных и пространственных техногенных ресурсов.

УДК 622.286.4(043.3)

© Насиров У.Ф. 2010 г.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЙ СООРУЖЕНИЯ ТРАНШЕЙ БОЛЬШОГО СЕЧЕНИЯ ВЗРЫВАМИ В СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук

Укреплению экономического потенциала Республики Узбекистан способствует всемерное развитие мелиорации, позволяющей интенсифицировать и повысить продуктивность земледелия. Развитие мелиоративного строительства связано с выполнением значительного количества объема земляных работ в сложных гидрогеологических условиях. В числе мелиоративных мероприятий применяется отвод дренажных вод за пределы орошаемых площадей, осуществляемый системой магистральных отводящих трактов в виде траншей большого сечения, которые включают различные способы, основанные на механическом, физико-химическом, термическом и других воздействиях. К одному из прогрессивных направлений интенсификации выполнения траншей большого сечения относится взрывной метод.

Наиболее полно преимущества взрывного метода реализуются при ведении работ в грунтовых массивах с неустойчивыми структурными связями, где применение традиционных механических средств либо затруднено, либо вовсе невозможно, а объем грунтов такого типа достаточно велик.

Расширение масштабов применения энергии взрыва при образовании траншей большого сечения в мелиоративном строительстве, а также растущие требования к качеству их выполнения обусловили необходимость разработки новых физически обоснованных технологий взрывания в оплывающих песчаных грунтах и методов инженерного расчета параметров траншейных зарядов. Наряду с изучением внешних проявлений механического эффекта взрыва необходимо уде-

лять внимание механизму взаимодействия взрывного импульса со структурными элементами грунта, изучению и обобщению явлений, сопровождающих развитие во времени деформированной области грунтового массива.

В связи с этим разработка технологий сооружения траншей большого сечения взрывами представляет собой важную научно-техническую проблему, обеспечивает снижение в сложных гидрогеологических условиях трудозатрат, повышение надежности детонирования зарядов в обводненных условиях и является актуальной проблемой мелиоративного строительства Республики Узбекистан, имеет важное народнохозяйственное значение для науки и практики горного производства.

Установлено зональное деформирование массива оплывающего песчаного грунта, который чередуется тремя зонами: повышенной плотности, разжижения и пониженной плотности, оконтуриваемых эквоповерхностью с четырьмя характерными радиусами зон уплотнения массива в верхней, средней, нижней частях торца траншейного заряда выброса по направлению к оси X и радиусом зоны уплотнения под зарядом выброса по направлению к оси Y (рис. 1).

На основе проведенных исследований по определению размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса разработана методика инженерного расчета.

Радиус уплотнения откосов траншеи по нижнему торцу заряда, под зарядом и по центру заряда в зоне с повышенной плотностью массива определяется по формуле:

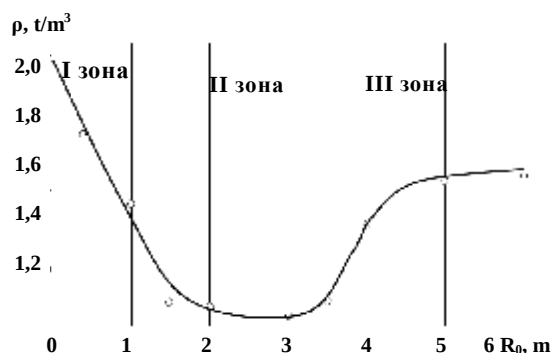


Рис. 1. Зависимость изменения размеров зон в оплывающих песчаных грунтах от плотности грунта

$$R_T^H = k \frac{q(W+h)^4}{Q} \left(\frac{\varphi+15}{30} \right)^2$$

$$R = k \frac{q(W+h_{обв})^4}{Q} \left(\frac{j+15}{30} \right)^2, \text{ м,}$$

где k – коэффициент, учитывающий степень плотности взрываемого грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 $k=1,5$; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3 $k=1,8$; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 $k=1,3$;

q – удельный расход заряда выброса, kg/m^3 ;

W – линия наименьшего сопротивления, м;

$h_{обв}$ – высота грунтовой обваловки траншейного заряда выброса, м;

Q – масса заряда выброса, kg ;

φ – угол откоса грунтовой обваловки траншейного заряда выброса, град.

Таким образом, разработаны теоретические основы повышения эффективности сооружения траншей большого сечения в сложных гидрогео-

логических условиях взрывами ВВ путем управления зонами уплотнения массива, на основе которых установлены эквоповерхности их границы с четырьмя характерными точками и радиусы зоны уплотнения. В глубине массива оплывающих песчаных грунтов при взрыве траншейных зарядов выброса образуются зоны повышенной плотности, разжижения и пониженной плотности. Определены размеры зон уплотнения массива, зависящие от удельного расхода ВВ, массы заряда, угла грунтовой обваловки и степени плотности взрываемого массива.

Выполнено исследование по определению размеров зон уплотнения грунта откосов траншей в оплывающих песчаных грунтах взрывами с использованием различных типов раствора ПАВ.

Установлены зависимости поверхностного натяжения, показателя преломления, водородного показателя и электропроводности различных типов раствора ПАВ (эмульгатор CF-8901, эмульгатор FF/4 и гидроокись алюминия с концентрациями 0,01-0,4%) от их концентрации (рис. 2), разработан новый состав для закрепления массива оплывающих песчаных грунтов.

Рекомендована технология формирования траншейного заряда выброса с использованием раствора ПАВ, обеспечивающая предварительное закрепление грунта дна и откосов траншеи в оплывающих песчаных грунтах, предотвращающая оползание и вспучивание грунта.

Установлено, что с увеличением удельного расхода заряда выброса размеры зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов при использовании раствора гидроокиси алюминия во всех исследованных грунтах возрастают. При удельном расходе заряда выброса 2,5-3 kg/m^3 размеры зоны уплотнения массива принимают максимальные значения. Максимум значений достигается при степени плотности 0-0,2. Дальнейшее увеличение удельного расхода заряда выброса приводит к разрушению структуры закрепленной части оплывающего песчаного грунта, образуя зону разжижения, которая приводит к снижению устойчивости бортов и дна выемки (рис. 3, а).

С увеличением угла грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 10 до 20° размеры зоны уплотнения массива возрастают. При угле грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса 20° размеры зоны уплотнения массива принимают максимальные значения. Максимум значений достигается при степени плотности 0-0,2. Дальнейшее увеличение угла грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса приводит к разрушению структуры закрепленной части оплывающего песчаного грунта, влияя на образова-

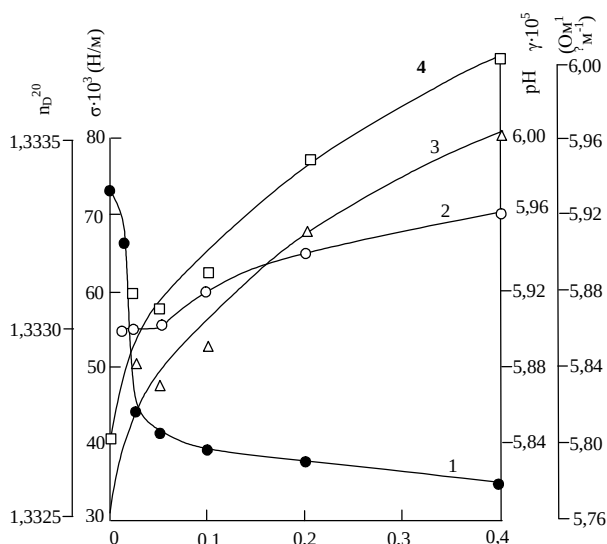


Рис. 2. Зависимость изменения: а) поверхностного натяжения (1), показателя преломления (2), водородного показателя (3) и электропроводности (4) раствора CF-8901 от кон-

ние зоны разжижения, которая приводит к снижению устойчивости бортов и дна выемки (рис. 3, б).

С увеличением удельного расхода траншейных зарядов выброса от 1,5 до 3,0 kg/m^3 и угла грунтовой обваловки от 10 до 20° размеры выемки возрастают. При удельном расходе траншейных зарядов выброса 3,0 kg/m^3 и угле грунтовой обваловки 20° размеры сечения выемки принимают максимальные значения. Дальнейшее увеличение удельного расхода (более 3,0 kg/m^3) и угла грунтовой обваловки (более 20°) сопровождается уменьшением профильного сечения выемки за счет высокой концентрации энергии зарядов выброса в зоне уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов и разрушения ее структуры.

На основе исследований по определению размеров зон уплотнения выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с использованием различных типов раствора ПАВ разработана методика инженерного расчета.

Таким образом, установлены параболические зависимости изменения радиуса эффективного действия взрыва и глубины уплотнения массива при взрыве камуфлетных скважинных зарядов от массы и глубины заложения заряда, а также степени плотности и типов раствора ПАВ.

Наибольший эффект уплотнения достигается при массе заряда, близкой к эффекту максимального камуфлета, при котором наибольшая часть ее энергии расходуется на разрушение структуры оплывающего песчаного грунта.

Разработка способов формирования конструкций зарядов ВВ при сооружении траншей большого сечения взрывами в сложных гидрогеологических условиях. Основой выбора рациональных параметров взрывных работ является информация о физико-механических и горно-технических свойствах пород.

С учетом изложенного разработан алгоритм расчета рациональных параметров БВР. Алгоритм базируется на современных представлениях о действии взрыва в оплывающих грунтах, математическом описании естественных отклонений в массиве, выделении элементарных объемов породы вокруг заряда.

С помощью разработанного алгоритма выполнены с применением ЭВМ расчеты рациональных параметров БВР и установлены зависимости размеров сооружаемой траншеи с различными сте-

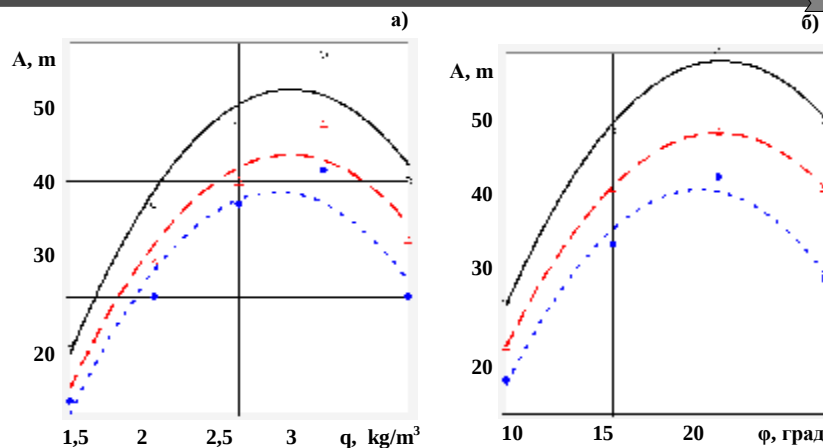


Рис. 3. Зависимости изменения ширины выемки по дну: а) от удельного расхода заряда выброса с использованием раствора ПАВ; б) от угла грунтовой обваловки

пенями плотности массива от удельного расхода ВВ и угла грунтовой обваловки.

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по верхнему торцу заряда, центру с использованием раствора ПАВ в зависимости от удельного расхода определяется по формуле:

$$R = k \frac{q(W + h_{обв})^4}{Q} \left(\frac{j + 15}{30} \right)^2, \text{ м},$$

где k – коэффициент, учитывающий степень плотности взрывающего грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 $k=3,6$;

для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3 $k=3,8$;

для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 $k=4,2$.

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по нижнему торцу заряда выброса с использованием раствора ПАВ в зависимости от удельного расхода:

$$R_H^T = \frac{120 - k_1(q - 3)^2}{1500 \cdot Q} \cdot (W + h_{обв})^7 \cdot \left(\frac{j + 15}{30} \right)^2, \text{ м},$$

где k_1 – коэффициент, учитывающий степень плотности взрывающего грунтового массива: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 $k_1=35$; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3 и среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 $k_1=40$.

Размер зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов по нижнему торцу заряда выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия в зависимости от угла грунтовой обваловки:

$$R_H^T = \frac{q(W + h_{обс})^4}{5 \cdot Q} \cdot [30 - k_2 \cdot (j - 20)^2], \text{ м},$$

где k_2 – коэффициент, учитывающий степень плотности взрывааемого грунтового массива, для всех типов грунтов $k_2=0,15$.

В результате исследований разработана методика инженерного расчета размеров выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ.

Определение эффективных параметров траншей большого сечения взрывами в сложных гидрогеологических условиях. Разработан способ формирования конструкции траншейного заряда выброса с применением раствора ПАВ при образовании удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах, обеспечивающий устойчивость удлиненных выемок за счет закрепления образующихся зон разжижения раствором ПАВ. По оси проектного контура выемки проводят щель шириной 0,8 м и глубиной до уровня грунтовых вод, укладывают полиэтиленовую пленку по периметру щели, размещают заряд ВВ, устанавливают капсулы с раствором гидроокиси алюминия, не менее двух нитей детонирующего шнура и промежуточные детонаторы из аммонита №6ЖВ массой по 40 кг через каждые 50 м. Далее производят забойку и обваловку грунтом, вынимаемого из проектного сечения выемки и взрывают.

Разработан способ образования выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с предварительным уплотнением дна и борта боковыми скважинными зарядами с раствором ПАВ, обеспечивающий предварительное закрепление массива и дающий возможность предотвращения оползания и вспучивания грунта, а также закрепление дна и откосов выемки будущего сооружения в сложных гидрогеологических условиях.

Нарезают по профилю сечения выемки 1 пару щелей по оси симметрии на расстоянии $8,0 \pm 0,5$ м друг от друга, шириной 0,8 м, глубиной, равной уровню грунтовых вод, экскаватором ЭТЦ-252. Производят гидроизоляцию щелей полиэтиленовой пленкой по периметру щелей, размещают в них заряды ВВ с удельным расходом $3,0 \text{ кг/м}^3$, капсулы с раствором гидроокиси алюминия в соотношении 10 г на 1 л воды, производят забойку и обваловку грунтом, вынимаемого из проектного сечения выемки. При этом угол наклона грунтовой обваловки к горизонту должен составлять 20° , а ширина $1/2B$ (B – ширина выемки поверху).

По обе стороны проектного сечения выемки бурят по три ряда скважин сеткой 5×5 м. Шири-

на полосы размещения скважин в плане принимается равной $B/4$ ширины выемки.

В боковые скважины закладывают камуфлетный заряд массой 6 кг на глубину 5 м с установлением в каждую скважину капсулы из раствора гидроокиси алюминия. Производят забойку и взрывают с порядным замедлением 25 ms. На следующий день осуществляют основной взрыв траншейных зарядов выброса.

Разработан способ формирования конструкции траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах с предварительной гидроизоляцией их поверхности позволяющий повысить эффективность ведения взрывных работ в оплывающих песчаных грунтах за счет гидроизоляции промышленного ВВ.

Нарезают щель шириной 0,8 м и глубиной, равной уровню грунтовых вод. На поверхность щели методом распыления наносят раствор пленкообразующего вещества до полного его высыхания, содержащий хлопковый гудрон (93-96%) и минеральную добавку (4-7%). В качестве минеральной добавки используют цемент, окись кальция или окись алюминия.

Раствор пленкообразующего вещества представляет собой густое смолообразное вещество, не растворимое в воде. Для обеспечения возможности распыления его растворяют в технических растворителях (в бензине или солярке). Раствор распыляют в два или три приема из расчета $0,005 \text{ м}^3$ на 1 м^2 . Раствор, пропитывая оплывающий песчаный грунт, связывает его и после полного высыхания на его верхнем слое образуется водонепроницаемая пленка.

После полного высыхания раствора траншею заполняют ВВ, устанавливают промежуточные детонаторы из аммонита №6ЖВ массой 40 кг через каждые 50 м и не менее двух нитей детонирующего шнура. Далее производят забойку и обваловку грунтом, вынимаемого из проектного сечения выемки, и взрывают.

Раствор пленкообразующего вещества, состоящий из компонентов, производимых в Узбекистане, готовят следующим образом. Хлопковый гудрон, содержащий 55-60% жирных кислот, – 25-26%, госсипол неомыляемых кислот – 10-11% и воду – 5-6% кипятят в течение 8-12 ч при температуре $220-230^\circ\text{C}$. Вводят минеральную добавку и кипятят еще 3-6 ч.

Ширина выемки по дну при взрыве траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ:

$$A = \frac{1}{Q} (k_1 - k_2 (q - 3)^2) \cdot (7 - 0,03(j - 20)^2) \cdot (W + h_{обс})^2, \text{ м}.$$

Установлены коэффициенты k_1 , k_2 , учитывающие степень плотности и технологию уплотнения грунтового массива взрывом.

Ширина выемки поверху:

$$B = \frac{1}{Q} (k - 13(q - 3)^2) \cdot (7 - 0,03(j - 20)^2) \cdot (W + h_{обс})^2, \text{ м}$$

где k_1 , k_2 – коэффициенты, учитывающие степень плотности взрывааемого грунтового массива и технологию уплотнения грунтового массива взрывом (табл.).

Глубина выемки:

$$H = \frac{1}{Q} (k - 1,5(q - 3)^2) \cdot (7 - 0,03(j - 20)^2) \cdot (W + h_{обс})^2, \text{ м}$$

Площадь сечения выемки:

$$S = \frac{1}{Q} (k - 140(q - 3)^2) \cdot (8 - 0,05(j - 20)^2) \cdot (W + h_{обс})^2, \text{ м}^2$$

Масса зарядов выброса, приходящаяся на 1 м траншеи, определяется по формуле:

$$Q = k_1 \cdot k_2 (W + h_{обс})^2 \frac{0,4 + 0,6n^2}{n + 1} q \cdot l_{зар}, \text{ кг}$$

где n – показатель действия взрыва; q – удельный расход ВВ, кг/м^3 ;

$l_{зар}$ – длина траншейного заряда выброса, м.

Глубина заложения камуфлетных скважинных зарядов:

$$h = k_3 \cdot \sqrt{Q_1}, \text{ м}$$

где k_1 – коэффициент, учитывающий тип раствора ПАВ: для раствора гидроокиси алюминия $k_3=1,8$; для раствора эмульгатора CF-8901 $k_3=2,1$; для раствора эмульгатора FF/4 $k_3=2,9$.

Глубина уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов:

$$h_{уп} = k_3 \cdot \sqrt{Q_1}, \text{ м}$$

где k_3 – коэффициент, учитывающий тип раствора ПАВ: для раствора гидроокиси алюминия $k_3=3,5$; для раствора эмульгатора CF-8901 $k_3=4,4$; для раствора эмульгатора FF/4 $k_3=3,8$.

Радиус эффективного действия взрыва камуфлетных скважинных зарядов:

$$R_{эф} = k_4 \cdot \sqrt{Q_1}, \text{ м}$$

где k_4 – коэффициент, учитывающий степень плотности взрывааемого грунтового массива. При использовании раствора гидроокиси алюминия: для

мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 $k_4=4,5$; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3 $k_4=3,2$; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 $k_4=2,5$. При использовании раствора эмульгатора CF-8901: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 $k_4=4,1$; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3 $k_4=2,9$; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 $k_4=2,3$. При использовании раствора эмульгатора FF/4: для мелкозернистых песков со степенью плотности 0-0,2 $k_4=5,1$; для мелкозернистых песков со степенью плотности 0,2-0,3 $k_4=3,4$; для среднезернистых песков со степенью плотности 0,3-0,4 $k_4=3,1$.

Таким образом, разработана методика определения размеров выемок взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ. Установлены обобщающие параболические зависимости изменения размеров выемки от удельного расхода и угла грунтовой обваловки при различных степенях плотности оплывающих песчаных грунтов.

Технико-экономическая оценка результатов внедрения разработанных технологий сооружения траншей большого сечения взрывами. В табл. приведена технико-экономическая оценка разработанных технологий сооружения траншей большого сечения взрывами в сложных гидрогеоло-

Таблица

ТЭО разработанных технологий сооружения траншей

Показатель	Ед. изм.	Способ образования траншей	
		гидромеханизированный	взрыв на выброс с использованием ПАВ
Объем работ	тыс. м^3	1746,7	1746,7
Категория грунта по СНиП		I-IV	I-IV
Количество зарядов ВВ	шт.	–	2
Удельный расход ВВ	кг/м^3	–	3,0
Угол обваловки траншейного заряда грунтом	град.	–	25
Срок строительства	мес.	36	6
Фактические затраты, цены 2010 г.	млн. сум	45022,5	28417,5
Экономический эффект, цены 2010 г.	млн. сум	–	16605,0

гических условиях.

Разработанные технологии сооружения траншей большого сечения взрывами в сложных гидрогеологических условиях взрывами траншейных зарядов выброса, их конструкции и эффективные параметры внедрены на объекте «Строительство коллектора Машанкуль-Судочье» в Кунградском районе Республики Каракалпакстан. В результате внедрения получен экономический эффект в размере 16 605,0 млн. сум в ценах по состоянию на 04.01.2010 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВРЕМЕНИ ВЫЛЕТА ПАССИВНОЙ ЗАБОЙКИ ПРИ ВЗРЫВЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Норов Ю.Д., зам. начальника ЦНИЛ НГМК по горным работам, докт. техн. наук, профессор, **Бибик И.П.**, зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук, **Тухташев А.Б.**, старший преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ, **Назаров З.С.**, начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

Применение забоев различных типов при ведении взрывных работ показывает, что забойка оказывает существенное влияние на эффективность и безопасность взрывных работ, увеличивает время воздействия продуктов взрывчатого превращения, способствует наиболее полному использованию энергии взрыва.

Механизм забойки рассматривается в тесной связи с процессом взрывного разрушения массива и, в первую очередь, с воздействием давления газов и волн напряжения, возникающих при взрыве. При этом учитываются материал и параметры забойки.

При расчете времени вылета забойки из скважины в работах [1-5] принимается модель задачи внутренней баллистики – выброс тела (забойки) из абсолютно жесткого цилиндра под действием взрывных газов. При этом полагалось, что под действием осредненного взрывного давления забойка движется равноускоренно. При аналитических расчетах времени вылета забойки из скважины силы сопротивления (кроме инерции) или не учитываются, или учитываются путем введения в уравнения движения забойки дополнительной массы, инерционность которой эквивалентна суммарному действию сил трения и бокового распора. Однако в исследованиях учитывалось, что давление в продуктах взрыва изменяется в процессе вылета забойки из скважины.

Рассмотрим схему действия пассивной забойки в скважине (рис. 1).

В качестве модели скважины примем жесткий цилиндр диаметром d , среда которой характеризуется пределом прочности на сдвиг τ_{cp} . В качестве характеристик основного заряда ВВ примем плотность $\rho_{ВВ}$, длину l_1 , скорость детонации D и коэффициент политропы K_1 .

Среднее детонационное начальное давление (в рамках модели мгновенной детонации) равно [5]:

$$P_{01} = \frac{\rho_{ВВ} D^2}{2(K_1 + 1)}. \quad (1)$$

Характеристики активизирующего заряда ВВ: длина Δ ; среднее начальное детонационное давление P_{02} ; коэффициент политропы K_2 ; плотность ρ_2 .

Материал забойки будем считать несжимаемым. Забойка характеризуется плотностью ρ^* , углом внутреннего трения ϕ , пределом прочности на сдвиг $\tau_{заб}$ и длиной L .

Забойка взаимодействует со стенками скважины посредством сил трения. Модель детонационного процесса – мгновенная детонация с установлением среднего начального детонационного давления, которое в дальнейшем изменяется по политропическому закону [5]:

$$PV^K = \text{const}, \quad (2)$$

где P , V – текущие давление и объем взрывных газов;

K – показатель политропы.

Рассмотрим момент времени, когда пассивная забойка сместилась на расстояние x_0 (рис. 2).

Ввиду несжимаемости забойки распределение давления в ней задается зависимостью:

$$P(x) = P(x_0) \left(1 + \frac{x_0}{H_3} - \frac{x}{H_3} \right). \quad (3)$$

Тогда суммарная сила трения забойки о стенки скважины равна:

$$F_{тр} = pfK_p P(x_0) d \frac{H_3^2 - x_0^2}{2H_3}, \quad (4)$$

где f – коэффициент трения забойки о стенки скважины; $K_p = \tan^2 \left(\frac{p}{4} - \frac{j}{2} \right)$ – коэффициент бокового распора для сыпучих сред.

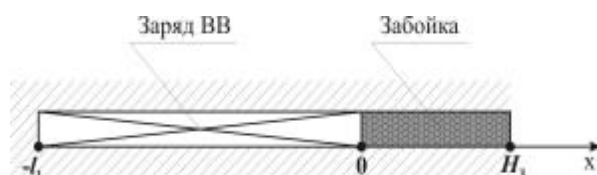


Рис. 1. Схема расположения заряда ВВ и пассивной забойки в скважине: l_1 – длина основного заряда ВВ; H_1 – длина пассивной забойки



Рис. 2. Схема смещения пассивной забойки в скважине

В соответствии с (2):

$$P(x_0) = P_{01} \left(\frac{l_1}{l_1 + x_0} \right)^{K_1}. \quad (5)$$

Примем:

$$t_* = \min \{ t_{cp}; t_{заб} \}. \quad (6)$$

Тогда суммарная сила сопротивления сдвигу при положении забойки (рис. 2), равна:

$$F_{сдв} = pd(H_3 - x_0)t_*K_d, \quad (7)$$

где K_d – коэффициент динамичности.

Сравним величины (4) и (7).

С учетом (5) имеем:

$$F_{тр} = p d f t g^2 \left(\frac{p}{4} - \frac{j}{2} \right) P_{01} \left(\frac{l_1}{l_1 + x_0} \right)^{K_1} \times \frac{H_3^2 - x_0^2}{2H_3} > p d (H_3 - x_0) t_* K_d = F_{сдв} \quad (8)$$

Исходя из (8), получаем:

$$P_{01} f t g^2 \left(\frac{p}{4} - \frac{j}{2} \right) \left(\frac{l_1}{l_1 + x_0} \right)^{K_1} \left(1 + \frac{x_0}{H_0} \right) > 2 t_* K_d. \quad (9)$$

Так как $K \approx 3$, а $\frac{H_3}{l_1} \approx 0,4-0,5$, то минимальное значение левой стороны сравнения (9) равно:

$$2 f t g^2 \left(\frac{p}{4} - \frac{j}{2} \right) \left(\frac{1}{1 + \frac{H_3}{l_1}} \right)^{K_1} P_{01}. \quad (10)$$

Таким образом, силы трения при боковом рас-
поре забойки, как правило, превосходят силы дина-
мического сдвига (если материал забойки представ-
лен сыпучей средой из горных пород).

На основании оценочных расчетов в качестве
критерия сопротивления движению забойки выби-
раем условие сдвига (6).

Обозначим через x , координату левого конца за-
бойки (рис. 1). Тогда, в рамках принятой модели
описания процесса, уравнение движения забойки
запишется в виде:

$$P_{01} \left(\frac{l_1}{l_1 + x_0} \right)^{K_1} S - p d t_* (H_3 - x) = r_* S H_3 \frac{d^2 x}{dt^2}, \quad (11)$$

где $S = \frac{pd^2}{4}$ – площадь сечения скважины.

Можно показать, что при $\frac{x}{l_1} \leq \frac{H_3}{l_1} \approx 0,5$ и

$K_1=2,5-2,7$ имеет место равенство:

$$\left(\frac{l_1}{l_1 + x} \right)^{K_1} \approx 1 - \frac{b_1 K_1}{l_1} x, \quad (12)$$

где $b_1 \approx 0,5$.

На основании (11) и (12) получаем:

$$\frac{d^2 x}{dt^2} + \frac{1}{r_* H_3} \left(\frac{P_{01} b_1 K_1}{l_1} - \frac{4 t_*}{d_{свб}} \right) x = \frac{P_{01}}{r_* H_3} - \frac{4 t_*}{r_* d_{свб}} \quad (13)$$

Начальные условия:

$$x = 0; \dot{x} = 0, \quad (14)$$

при $t = 0$.

Рассмотрим решение (13) при начальных усло-
виях (14) при различных значениях характерных
параметров задачи.

$$1. \frac{P_{01} b_1 K_1}{l_1} > \frac{4 t_*}{d_{свб}}.$$

Тогда уравнение движения забойки задается
уравнением:

$$x = \frac{1 - \frac{4 t_*}{d_{свб}} \frac{H_3}{P_{01}}}{\frac{b_1 K_1}{l_1} - \frac{4 t_*}{P_{01} d_{свб}}} \times \left\{ 1 - \cos \sqrt{\frac{b_1 K_1 P_{01} - 4 t_*}{r_* H_3 d_{свб}}} t \right\}. \quad (15)$$

Время вылета забойки при условии $x=H_3$ с уче-
том (1):

$$t_* = \frac{H_3}{D} \sqrt{\frac{2(k_1 + 1) r_*}{r_{BB} \left(b_1 k_1 \frac{H_3}{l_1} - \frac{4 t_*}{P_{01}} \cdot \frac{H_3}{d} \right)}}. \quad (16)$$

$$\arccos \left[\frac{1 - b_1 k_1 \frac{H_3}{l_1}}{1 - \frac{4 t_*}{P_{01}} \cdot \frac{H_3}{d}} \right]$$

Согласно работам [2, 3] время вылета забойки
при отсутствии сопротивления движению равно:

$$t_*^{(Баум)} = \frac{K + 1}{K} \frac{H_3}{D} \left[1 + \sqrt{\frac{6 r_* H_3}{r_{BB} l_1}} \right]. \quad (17)$$

При $\frac{H_3}{l_1} \approx 0,5; K=2,5; \frac{r_*}{r_{BB}} = 1,8$ и $t_* = 0$ на ос-
новании (17) имеем:

$$t_* = 5,32 \frac{H_3}{D}; t_*^{(Баум)} = 4,65 \frac{H_3}{D}; \quad (18)$$

$$\frac{t_*}{t_*^{(Баум)}} = 1,14.$$

Таким образом, при характерных значениях H_3/l_1 и K_1 , решения, полученные в рамках модели мгновенной детонации, незначительно отличаются от точных решений Ф.А. Баума (при t_*).

$$2. \frac{P_{01} b_1 K_1}{l_1} = \frac{4t_*}{d_{\text{СКВ}}}$$

$$\text{Тогда } x = \frac{1}{2} \left(\frac{P_{01}}{r_* H_3} - \frac{4t_*}{r_* d} \right)^2.$$

Время вылета забойки:

$$t_* = \frac{2H_3}{D} \sqrt{\frac{r_* (K_1 + 1)}{r_{\text{БВ}} \left(1 - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{d} \right)}}. \quad (19)$$

$$3. \frac{4t_* H_3}{d} < P_{01} < \frac{4}{b_1 K_1} \frac{t_* l_1}{d}.$$

Уравнение движения забойки:

$$x = H_3 \frac{1 - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{d}}{\frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{d} - \frac{b_1 K_1 l_1}{H_3}} \left\{ \frac{1}{2} \left[\exp \left(\sqrt{\frac{4t_*}{d} \frac{b_1 K_1 P_{01}}{r_* H_3}} t \right) + \exp \left(-\sqrt{\frac{4t_*}{d} \frac{b_1 K_1 P_{01}}{r_* H_3}} t \right) \right] \right\}$$

Время вылета забойки:

$$t_* = \frac{H_3}{D} \sqrt{\frac{2r_* (K_1 + 1)}{r_{\text{БВ}} \left(\frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{d} - \frac{b_1 K_1 H_3}{l_1} \right)}}. \quad (20)$$

$$\ln \left(\frac{1 - \frac{b_1 K_1 H_3}{l_1}}{1 - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{l_1}} + \sqrt{\left(\frac{1 - \frac{b_1 K_1 H_3}{l_1}}{1 - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{l_1}} \right)^2 - 1} \right)$$

$$4. P_{01} \leq \frac{4t_* H_3}{d} - \text{забойка не вылетает из скважины.}$$

На рис. 3 изображена зависимость времени вылета пассивной забойки от $\frac{t_*}{P_{01}}$. Наибольший практический интерес представляет создание условий увеличения времени вылета забойки на участке арккосинуса, так как на участке выше точки 0:

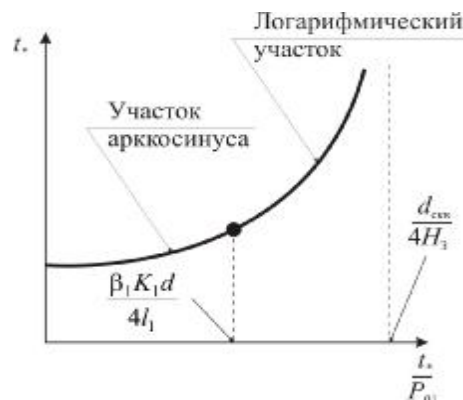


Рис. 3. Зависимость времени вылета пассивной забойки от t_*/P_{01} : точка 0 соответствует случаю 2 (равноускоренное движение)

$$t_* > \frac{2H_3}{D} \sqrt{\frac{r_* (K_1 + 1)}{r_{\text{БВ}} \left(1 - \frac{b_1 K_1 H_3}{l_1} \right)}}. \quad (21)$$

При характерных значениях $\frac{r_*}{r_{\text{БВ}}}$, K_1 и $\frac{H_3}{l_1}$ на основании (21) для логарифмического участка имеем $t_* > \frac{7H_3}{D}$. Данное время сравнимо со временем прорыва газов при взрывании скважинных зарядов на карьерах

$$t_{\text{газ}} \approx \frac{W}{C_{\text{тр}}} [3],$$

где W – л.н.с., $C_{\text{тр}}$ – скорость продольных волн в массиве, $C_{\text{тр}}$ – скорость роста трещин разрыва ($C_{\text{тр}} \approx 0,2 C_p$). Забойка на логарифмическом участке (рис. 3), как правило, достаточно прочна, что обеспечивает запираание скважины до прорыва газов в атмосферу сквозь разрушенные горные породы.

Таким образом, определено время вылета пассивной забойки из скважины, зависящее от плотности забоечного материала, длины, диаметра, плотности, скорости детонации промышленных ВВ, а также коэффициента, учитывающего противодействие газов в газовой полости.

Список литературы:

1. Терентьев В.И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руд подземным способом. – М.: Недра, 1972. – 200 с.
2. Баум Ф.А., Григорян С.С., Санасарян Н.С. Определение импульса взрыва вдоль образующей скважины и оптимальных размеров скважинного заряда. – М.: Недра. В сб. Взрывное дело, №54/11, 1964, с. 53–102.
3. Баум Ф.А., Санасарян Н.С. Импульсы взрыва, обусловленные боковым распором забойки в скважине. – М.: Недра. В сб. Взрывное дело, №59/16, 1968, с. 28–32.
4. Гельфанд Ф.М., Мамаев В.И. Оценка параметров водяной забойки при взрывании шпуровых зарядов. – М.: Недра. В сб. Взрывное дело, №72/29, 1973, с. 109–123.
5. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. М.: Физмат гиз, 1959. – 800 с.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ АКТИВНОЙ ЗАБОЙКИ ПРИ ВЗРЫВЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Норов Ю.Д., зам. начальника ЦНИЛ НГМК по горным работам, докт. техн. наук, профессор, **Мислибеев И.Т.**, декан горного факультета НГГИ, **Тухташев А.Б.**, старший преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ, **Назаров З.С.**, начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

Анализ данных о влиянии забойки на эффективность действия заряда взрывчатых веществ (ВВ) [1–6] показывает, что большинство исследователей приходят к выводу, что наличие забойки увеличивает время действия взрывных газов на массив горных пород. Последнее способствует передаче разрушаемой среде большей доли энергии, выделенной при взрыве заряда ВВ, что способствует повышению качества дробления. При расчете времени вылета забойки из скважины принимается модель задачи внутренней баллистики – выброс тела (забойки) из абсолютно жесткого цилиндра под действием взрывных газов.

При этом в инженерных расчетах полагалось, что под действием осредненного взрывного давления забойка движется равноускоренно [1, 7].

Определим время вылета активной забойки используя экспериментальные данные авторов [4], в которой изучена скорость вылета водяной забойки с газовым пузырьком. В ходе исследований было установлено, что участок забойки между ВВ и пузырьком после взрыва начинает ускоренно двигаться, затем по мере схлопывания пузырька замедляет свое движение вплоть до остановки. Позднее вся забойка приходит в движение и выбрасывается как единое целое.

В соответствии с вышеуказанным, расчет времени вылета активной забойки распадается на два этапа. Первый – определение времени схлопывания газового пузыря, образующегося при взрыве активизирующего заряда (движется первый участок забойки); второй – определение времени выброса всей забойки как единого целого.

В рамках модели процесса предположим, что детонация основного заряда происходит в момент завершения роста каверны от взрыва активизирующего заряда (рис.). В реальных условиях, вследствие конечной скорости распространения в среде сигнала в данный момент времени соответствует взрыву активизирующего заряда в момент окончания процесса детонации в основном заряде (нижнее инициирование).

Под действием взрывных газов, образующихся при взрыве активизирующего заряда, линейный размер полости Δ возрастает до величины $d = K_* \Delta$. На основании экспериментальных данных [7] и двух полнотропных приближений расши-

рения взрывных газов, можно показать, что при $t_* \approx 50 - 150 \text{ kg/sm}^2$ $K_* \approx 6 - 10$.

Будем рассматривать случай, представляющий наибольший практический интерес:

$$\frac{P_{01} b_1 K_1}{l_1} > \frac{4t_*}{d}$$

Уравнение движения первого участка забойки (процесс схлопывания газовой полости, образовавшейся при взрыве активизирующего заряда):

$$\frac{d^2 x}{dt^2} + \frac{1}{r_* L_1} \left(\frac{P_{01} b_1 K_1}{l_1} - \frac{4t_*}{d_{\text{СКВ}}} \right) x = \frac{P_{01}}{r_* L_1} - \frac{4t_*}{r_* d_{\text{СКВ}}} \quad (1)$$

Начальные условия: $x(0) = 0$, $\dot{x}(0) = 0$.

Противодавление взрывных газов в полости активизирующего заряда сказывается только при $x \rightarrow d$.

Из (1) определяем время схлопывания газовой полости:

$$t_1 = z \frac{L_1}{D} \sqrt{\frac{2r_*(K_1+1)}{r_{\text{ВВ}} \left(\frac{b_1 K_1 L_1}{l_1} - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{L_1}{d} \right)}}, \quad (2)$$

$$\arccos \left(1 - \frac{d \left(\frac{b_1 K_1}{l_1} - \frac{4t_*}{P_{01} d} \right)}{\frac{1}{L_1} - \frac{4t_*}{P_{01} d}} \right)$$

где $z \approx 1,2$ – коэффициент, учитывающий противодавление газов в схлопываемой полости.

Время вылета забойки, как единого целого определяется из решения уравнения:

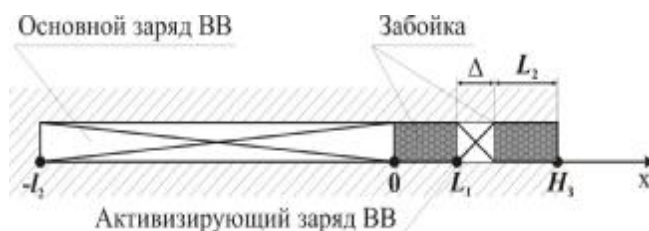


Рис. Схема расположения заряда ВВ и активной забойки в скважине: Δ – длина активизирующего заряда; L_1 – длина первого (от основного заряда) участка забойки; L_2 – длина второго (от основного заряда) участка забойки

$$\frac{d^2x}{dt^2} + \frac{P_{01} b_1 K_1}{r_* H_3} \frac{4t_*}{l_1} \frac{d}{dt} x = \frac{P_{01}}{r_* H_3} \left[1 - \frac{b_1 K_1 d}{l_1} - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{d} \left(1 - \frac{d}{H_3} \right) \right]. \quad (3)$$

Начальные условия: $x(0) = 0$, $\dot{x}(0) = 0$ – начало координат смещаем в точку $x_0 = 8$.

Решая (3), определим время вылета забойки, как единого целого:

$$t_2 = \frac{L_1}{D} \sqrt{\frac{2(K_1 + 1) \left(1 - \frac{\Delta}{H_3} \right) r_*}{r_{BB} \left(\frac{b_1 K_1 H_3}{l_1} - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{d} \right)}} \cdot \arccos \left(\frac{1 - \frac{b_1 K_1 H_3}{l_1}}{1 - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{l_1} - d \left(\frac{b_1 K_1}{l_1} - \frac{4t_*}{P_{01} d} \right)} \right). \quad (4)$$

Время вылета активной забойки окончательно примет вид:

$$t_*^{\text{актив}} = t_1 + t_2.$$

Эффективность активной забойки будем оценивать отношением времени вылета активной забойки со временем вылета пассивной забойки.

Определим отношение:

$$\frac{t_*^{\text{актив}}}{t_*^{\text{пассив}}} = \frac{z \sqrt{\frac{L_1}{H_3}} \arccos \left(1 - \frac{d}{H_3} \frac{1}{\frac{L_1}{P_{01} d}} \right) + \sqrt{1 - \frac{\Delta}{H_3}} \arccos \left(\frac{1 - \frac{b_1 K_1 H_3}{l_1}}{A} \right)}{\arccos \left(\frac{1 - \frac{b_1 K_1 H_3}{l_1}}{1 - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{l_1} - d \left(\frac{b_1 K_1}{l_1} - \frac{4t_*}{P_{01} d} \right)} \right)}, \quad (5)$$

$$\text{где } A = 1 - \frac{4t_*}{P_{01}} \frac{H_3}{d} - d \left(\frac{b_1 K_1}{l_1} - \frac{4t_*}{P_{01} d} \right).$$

Произведем оценочные расчеты при следующих значениях параметров: $z = 1,2$; $L_1 = 2$ м;

$H_3 = 2$ м; $l_1 = 12$ м; $\Delta = 0,1$ м (5 кг аммонит №6ЖВ при $d = 0,25$ м); $K_* = 8$; $b_1 = 0,5$; $K_1 = 2,7$; $t_* = 10^7$ Па (100 атм.); $P_{01} = 3 \cdot 10^9$ Па (30000 атм.).

$$\frac{t_*^{\text{актив}}}{t_*^{\text{пассив}}} = \frac{1,2 \sqrt{\frac{2}{5}} \arccos \left(1 - \frac{8 \cdot 0,1}{H_3} \frac{1}{\frac{1}{2} - \frac{4 \cdot 100}{30000 \cdot 0,25}} \right) + \sqrt{1 - \frac{0,1}{5}} \arccos \left(\frac{1 - \frac{0,5 \cdot 2,7 \cdot 5}{12}}{A} \right)}{\arccos \left(\frac{1 - \frac{0,5 \cdot 2,7 \cdot 5}{12}}{1 - \frac{4 \cdot 100}{30000 \cdot 0,25}} \right)} = 1,31.$$

$$A = 1 - \frac{4 \cdot 100}{30000} \frac{5}{0,25} - 8 \cdot 0,1 \left(\frac{0,5 \cdot 2,7}{12} - \frac{4 \cdot 100}{30000 \cdot 0,25} \right) = 0,686.$$

Таким образом, активная забойка позволяет значительно увеличить продолжительность времени вылета забойки.

Выводы:

1. Установлено, что противодействие к взрывному импульсу основного заряда создается активной забойкой скважинного заряда ВВ, состоящей из активизирующего заряда, находящегося между нижней и верхней частью забойки, взрывами которого образуется газовая полость, обуславливающая возникновение эффекта запираания нижней части активной забойки и продуктов детонации основной части скважинного заряда ВВ.

2. Длина нижней части активной забойки определяется временем вылета забойки из скважины, зависящей от плотности материала забойки, длины, диаметра, плотности и скорости детонации применяемых зарядов ВВ, а также коэффициента, учитывающего противодействие газов в газовой полости. Длину верхней части забойки устанавливают размером газовой полости, создаваемой взрывами активизирующего заряда, зависящей от их типа, массы и глубины заложения, обеспечивающей максимальный эффект камуфлета.

3. Максимальная эффективность работы активной забойки достигается путем управления временем инициирования активизирующего заряда в момент начала втекания материала из нижней части забойки и соответствует моменту окончания развития газовой полости.

Список литературы:

1. Терентьев В.И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руд подземным способом. – М.: Недра, 1972. – 200 с.
2. Баум Ф.А., Григорян С.С., Санасарян Н.С. Определение импульса взрыва вдоль образующей скважины и оптимальных размеров скважинного заряда. – М.: Недра. В сб. Взрывное дело, №54/11, 1964, с. 53–102.
3. Баум Ф.А., Санасарян Н.С. Импульсы взрыва, обусловленные боковым распором забойки в скважине. – М.: Недра. В сб. Взрывное дело, №59/16, 1968, с. 28–32.
4. Гельфанд Ф.М., Мамаев В.И. Оценка параметров водяной забойки при взрывании шпуровых зарядов. – М.: Недра. В сб. Взрывное дело, №72/29, 1973, с. 109–123.
5. Левчик С.П., Масаев Ю.А. Влияние водяной забойки на разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра. В сб. Взрывное дело, №72/29, 1973, с. 124–130.
6. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. М.: Физмат., 1959. – 800 с.
7. Слесарев В.Д. Крепление горных выработок. М.: Углетехиздат, 1952. – 259 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ВСТРЕЧНОМ ИНИЦИИРОВАНИИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Норов Ю.Д., зам. начальника ЦНИЛ НГМК по горным работам, докт. техн. наук, профессор, Заиров Ш.Ш., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

При взрывании скважинных зарядов на открытых разработках в сложных горно-геологических условиях работает нижняя часть заряда. Для усиления действия взрыва в нижней части заряда применяют различные способы перераспределения энергии взрыва по длине заряда, которые требуют значительных затрат. Кроме того, применение их не всегда возможно по техническим причинам. Более просто и без дополнительных затрат возможно перераспределить энергию взрыва по длине заряда, используя эффект встречи детонационных волн.

Для обеспечения встречи детонационных волн на заданной глубине можно изменять место расположения нижнего и верхнего инициирующих зарядов.

Место расположения нижнего и верхнего инициирующих зарядов определяется из условия равенства суммы времени распространения детонационной волны от верхнего и нижнего инициатора [1]:

$$\frac{a}{v_1} + \frac{l}{v_2} = \frac{a-l}{v_2}, \quad (1)$$

где a – расстояние от верхнего промежуточного детонатора до нижнего, м;

l – расстояние от нижнего промежуточного детонатора до заданной глубины встречи детонационных волн, м;

v_1 – скорость детонации промежуточного детонатора, м/с;

v_2 – скорость детонации применяемого ВВ, м/с.

Отсюда необходимое расстояние от нижнего промежуточного детонатора до верхнего, при котором встреча детонационных волн должна произойти на необходимой глубине, определяется по формуле:

$$a = \frac{2l}{1 - \frac{v_2}{v_1}}, \quad (2)$$

Напряженно-деформированное состояние крепкого пропластка в разнопрочных горных породах, обусловленное их взаимодействием, изучено недостаточно. Поэтому необходимо определить поля напряжений от действия двух промежуточных детонаторов в произвольной точке крепкого пропластка $M(x, y)$.

Расчет поля напряжений при взрыве системы зарядов описан в работах [2, 3]. Рассмотрим случай, когда промежуточные детонаторы взрываются одновременно в скважине.

Пусть в крепком пропластке действуют два промежуточных детонатора, расположенных друг от друга на расстоянии a (рис.). При взрывании 1-го промежуточного детонатора генерируется импульс напряжения, который можно описать аналитически в виде:

$$\sigma(R, t) = \begin{cases} 0, & t \leq t_0 \\ \sigma_m(R) \frac{t-t_0}{t_m-t_0}, & t_0 \leq t \leq t_m \\ \sigma_m(R) \frac{t-\tau}{t_m-\tau}, & t_m \leq t \leq \tau \\ 0, & t > \tau \end{cases} \quad (3)$$

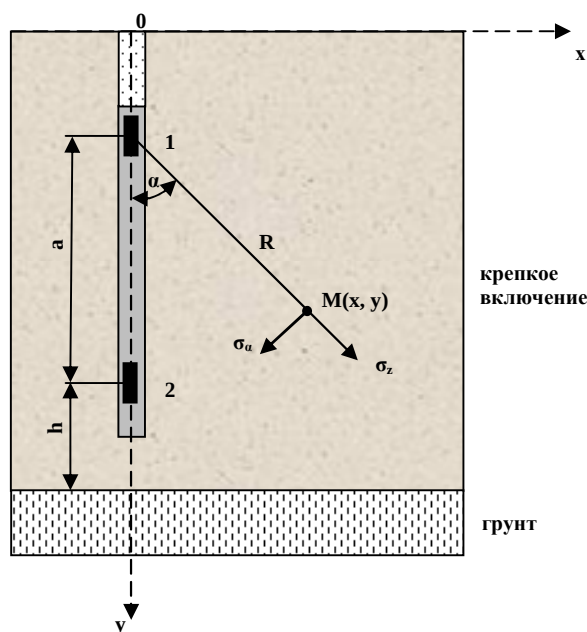


Рис. Схема расчета поля напряжений при одновременном взрывании двух промежуточных детонаторов: 1, 2 – промежуточные детонаторы; σ_r и σ_θ – радиальные нормальные и тангенциальные напряжения в произвольной точке крепкого пропластка $M(x, y)$; a – расстояние между промежуточными детонаторами; h – расстояние от второго промежуточного детонатора до границы крепкого включения

где σ_m – максимальное значение импульса от 1-го промежуточного детонатора;

t_0 – время прихода начала возмущения в данную точку импульса 1-го промежуточного детонатора;

t_m – время прихода максимума возмущения импульса 1-го промежуточного детонатора;

τ – время прихода нулевого значения возмущения в разгрузочной ветви импульса.

Значения t_0 , t_m и τ определяются по формулам

$$t_0 = kR + br_n; \quad (4)$$

$$t_m = k_t r_n^{1-\mu_t} R^{\mu_t}; \quad (5)$$

$$\tau = k_\tau r_n^{1-\mu_\tau} R^{\mu_\tau}, \quad (6)$$

где k , b , k_t , μ_t , k_τ , μ_τ – экспериментальные величины;

r_n – радиус промежуточного детонатора.

Принимая во внимание законы изменения временных параметров взрывного импульса, по формулам

$$(4)-(6) \text{ и } \sigma_m^{(\tau)} = k_\sigma \left(\frac{R}{r_n} \right)^{\mu_\sigma} \text{ запишем уравнение (3) в}$$

виде

$$\sigma_r(R, t) = \begin{cases} 0, & t \leq t_0 \\ k_\sigma R^{\mu_\sigma} r_n^{-\mu_\sigma} \frac{t - kR - br_n}{k_t r_n^{1-\mu_t} R^{\mu_t} - kR - br_n}, & t_0 \leq t \leq t_m \\ k_\sigma R^{\mu_\sigma} r_n^{-\mu_\sigma} \frac{t - k_t r_n^{1-\mu_t} R}{k_t r_n^{1-\mu_t} R^{\mu_t} - k_t r_n^{1-\mu_t} R}, & t_m \leq t \leq \tau \\ 0, & t > \tau. \end{cases} \quad (7)$$

Тангенциальные напряжения $\sigma_a(R, t)$ связаны с радиальными напряжениями следующим образом:

$$\sigma_a(R, t) = k_\tau \sigma_r(R, t). \quad (8)$$

Определим результирующее напряжение в точке $M(x, y)$ от двух промежуточных детонаторов. Для это-

го воспользуемся формулами преобразования

$$\sigma_x = \sigma_r \sin \alpha - \sigma_a \cos \alpha, \quad (9)$$

$$\sigma_y = -\sigma_r \cos \alpha - \sigma_a \sin \alpha,$$

где α – угол между осью OY и радиальным направлением от 1-го промежуточного детонатора к точке M .

Координаты центра промежуточного детонатора $C=(0, h+a)$.

Расстояние от центра промежуточного детонатора до точки M

$$R = \sqrt{x^2 + [y - ha]^2}; \quad (10)$$

$$\cos a = \frac{h + a - y}{R}, \quad \sin a = \frac{x}{R}.$$

С учетом выражения (10) формула (9) примет вид

$$\sigma_x = \frac{x^2 \sigma_r + [y - h - a]^2 \sigma_a}{x^2 + [y - h - a]^2}, \quad (11)$$

$$\sigma_y = \frac{[y - h - a] \sigma_r + x \sigma_a}{x^2 + [y - h - a]^2}.$$

Искомые составляющие напряжения в точке $M(x, y)$ определяются по формулам

$$\sigma_x = \sum_{i=1}^2 \sigma_{ix} = \sum_{i=1}^2 \frac{x^2 s_{ir} + [y - h - (i-1)a]^2 s_{ia}}{x^2 + [y - h - (i-1)a]^2} \quad (12)$$

$$\sigma_y = \sum_{i=1}^2 \sigma_{iy} = \sum_{i=1}^2 \frac{[y - h - (i-1)a] s_{ir} + x^2 s_{ia}}{x^2 + [y - h - (i-1)a]^2}.$$

Таким образом, для расчета поля напряжений в заданной точке $M(x, y)$ в заданный момент времени t , необходимо определить расстояние R от 1-го промежуточного детонатора до точки M по формуле (10) и по заданным x , y , t определить напряжения $\sigma_r(R, t)$, $\sigma_a(R, t)$ по формулам (7), (8).

Список литературы:

1. Шекун О.Г., Бызов В.Ф., Волюнец М.А. Перераспределение энергии взрыва по длине скважинного заряда. В сб. Взрывное дело. Интенсификация дробления горных пород взрывом для техники непрерывного действия. М.: Недра, 1967. С. 193-198.
2. Кравец В.Г. Динамика уплотнения грунтового массива взрывом. – Киев: Наук. думка, 1979. – 134 с.
3. Плаксий В.А., Денисюк И.И. Определение поля напряжений при действии взрыва группы зарядов в грунтовом массиве. В кн. «Использование взрыва при разработке нескальных грунтов». Киев: Наукова Думка, 1978. С. 31-34.

УДК 622.693.2

© Наимова Р.Ш. 2010 г.

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПРИЕМОВ ФОРМИРОВАНИЯ ЕДИНИЧНЫХ ОТВАЛОВ

Наимова Р.Ш., инженер Учебного центра Центрального рудоуправления, канд. техн. наук

Размещение пород во внешних отвалах сопряжено с отчуждением земельных участков и значительными транспортными расходами. Поэтому формирование техногенных массивов следует начать с изучения закономерностей формирования единичных отвалов. Определение рациональных параметров единичных отвалов является сложным

процессом, связанным с необходимостью комплексного учета его формы и размеров в плане, которые оказывают существенное влияние на транспортную работу по перемещению породы в пределах отвала.

Рациональные приемы формирования единичного (элементарного) отвала исследованы на основе

сравнения энергетических затрат [1] в зависимости от уклона поверхности отвала, по которой происходит транспортирование горной массы, средней высоты отвала и среднего расстояния перемещения пород в отвал. При этом исследованы две основные схемы развития отвала: односторонняя и двусторонняя (рис. 1).

Расположение отвала по отношению к выработанному пространству карьера приведено на рис. 2.

При определении параметров единичного отвала принято, что его вместимость соответствует количеству извлекаемой из карьера горной массы (за вычетом количества товарной руды). В расчетах это количество горной массы принято равным $3 \cdot 10^9$ т.

На рис. 3 графически представлены результаты расчетов объема заполняемого ранее выработанного пространства отвала при его одностороннем развитии в зависимости от условного радиуса удаления верхней бровки отвала R для уклона поверхности отвала $i_{\text{но}} = 0 \div 0,10$. Расчеты выполнены для $r = 1100$ м, $\epsilon = 100$ м, и уклона земной поверхности $i_{\text{осн}} = -0,02$.

Анализ полученных зависимостей (рис. 4, 5) показывает, что при одностороннем развитии отвала для размещения $2 \cdot 10^9$ м³ горной массы расстояние перевозки от карьера будет изменяться от 5,0 км при $i = 0$ до 2,0 км при $i = 1,10$, а при двустороннем от 4,0 км при $i = 0,01$.

Энергозатраты на транспортировку горной массы в отвал автотранспортом определяются по формуле [1]:

$$e = 10^3 \left(\frac{n_{cp}}{2g} + w_o L + H \right) k_{np}, J/t$$

где v_{cp} – средняя скорость перемещения горной массы в технологическом потоке, м/с;

w_o – основное сопротивление движению транспорта, N/м;

L – расстояние перемещения горной массы в технологическом потоке, м;

H – высота подъема горной массы в процессе перемещения средствами транспорта в технологическом потоке, м;

k_{np} – коэффициент пропорциональности, $k_{np} = 1,0$ N/kg.

Средняя скорость движения автомашины в зависимости от уклона определена по методике [2], а

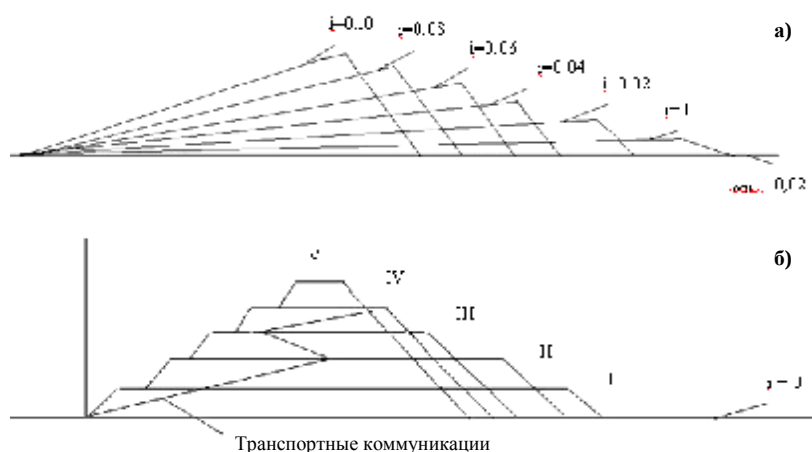


Рис. 1. Односторонняя (а), двусторонняя (б) схемы развития единичных отвалов: i – уклон основания или поверхности отвала; I-V – варианты формирования отвала

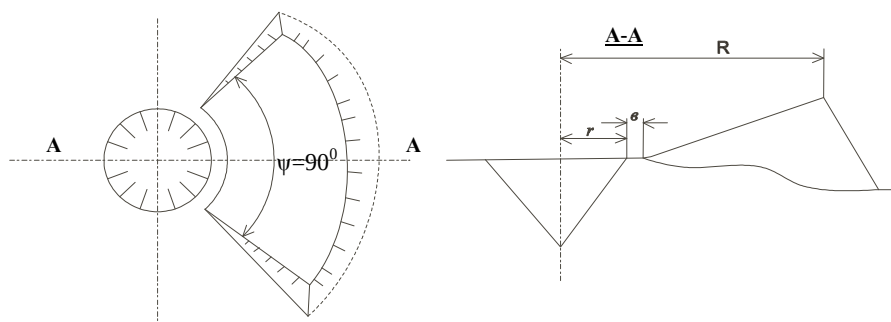


Рис. 2. Схема расположения единичного отвала по отношению к выработанному пространству карьера: r – условный радиус выработанного пространства; R – условный радиус удаления верхней бровки отвала от центра карьера; ϵ – расстояние от начала отвала до верхней границы карьера; ψ – угол сектора занимаемого отвала

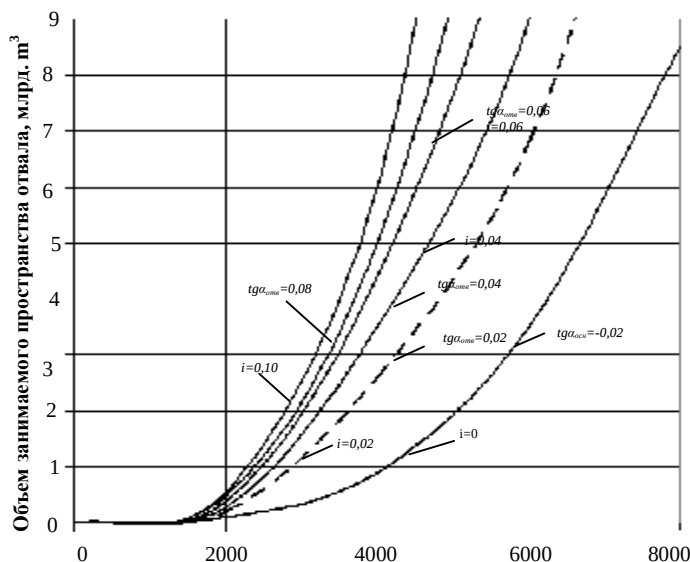


Рис. 3. Зависимость объема заполняемого пространства отвала от максимальной удаленности верхней бровки отвала: $\text{tg} \alpha_{\text{отв}}$ – угол наклона откоса отвала; $\alpha_{\text{осн}}$ – угол наклона основания отвала, $i_{\text{осн}}$ – уклон основания отвала

результаты представлены графически на рис. 6.

Результаты расчетов энергозатрат на транспорти-

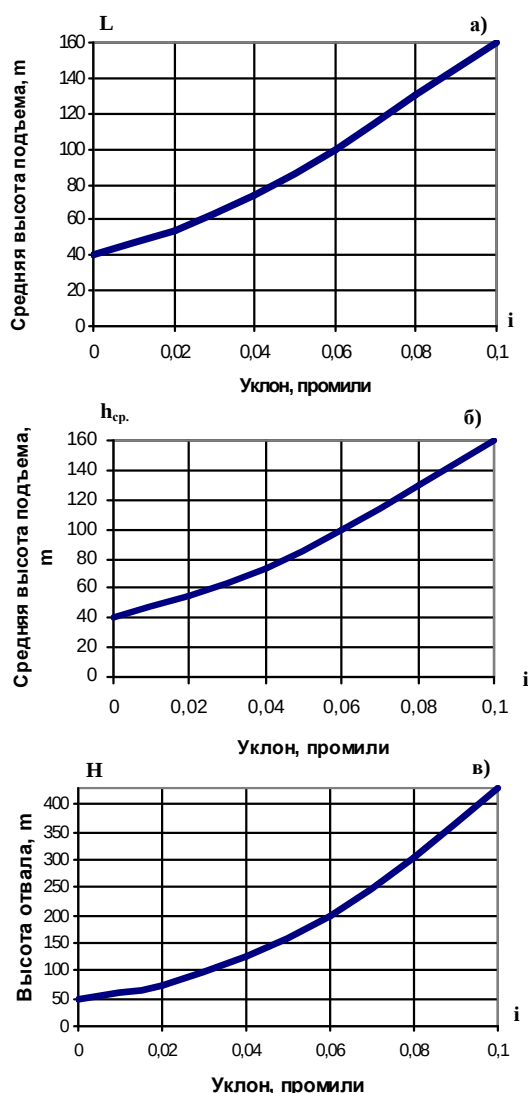


Рис. 4. Изменение среднего расстояния транспортировки (а), средней высоты подъема (б) и высоты отвала (в) в зависимости от уклона трассы при одностороннем развитии отвала

ровку пород в отвал автотранспортом при разном уклоне трассы и расстоянии перевозки приведены графически на рис. 7.

Анализ полученных графиков показывает, что с энергетической точки зрения двухстороннее развитие отвала предпочтительнее отвалов с односторонним развитием. В частности, при уклоне $i=0,04$ и одностороннем развитии отвала удельные энергозатраты на транспортировку составляют $\varepsilon_1=160$ MJ/t, а двухстороннем развитии $\varepsilon_2=88$ MJ/t.

Исследование влияния коэффициента эластичности на величину энергозатрат подтверждает этот вывод. В частности, при одностороннем развитии отвала увеличение на 10% расстояния перевозки (с 2000 до 2200 м) приводит к увеличению энергозатрат со 140 до 150 MJ, а высоты подъема (с 40 до 44 м) – со 140 MJ на 2,9%. Это означает, что с точки зрения энергозатрат относительное увеличение вы-

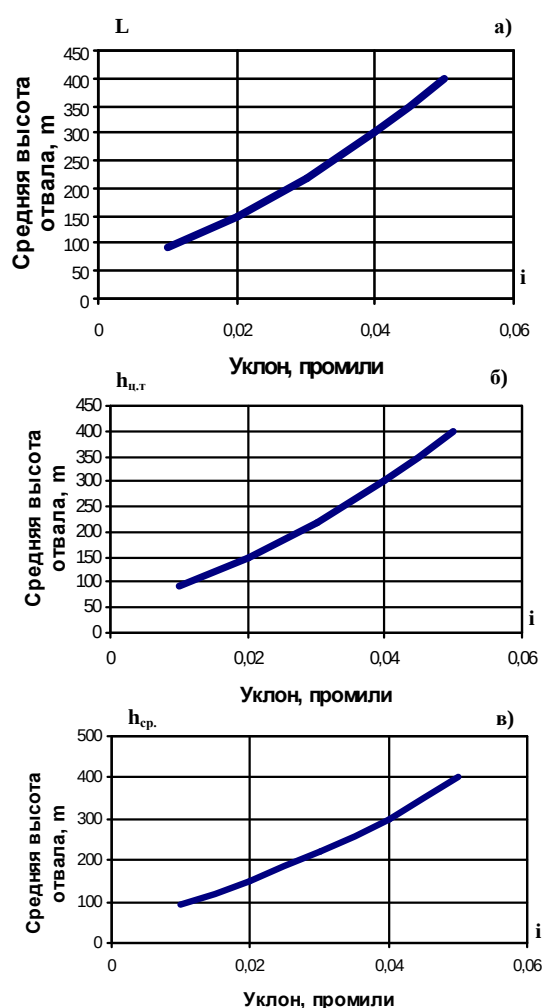


Рис. 5. Изменение среднего расстояния транспортировки (а), средней высоты центра тяжести (б) и высоты отвала (в) в зависимости от уклона трассы при двухстороннем развитии отвала

соты отвала более предпочтительнее, чем увеличение расстояния перевозки.

При двухстороннем развитии отвала увеличение расстояния перевозки на 10% с 72 до 800 м увеличивает энергозатраты с 76 до 80 MJ ($\approx 5\%$), а высоты подъема с 40 до 44 м – с 76 до 80 MJ/t (5,2%), одинаково.

Однако в целом двухстороннее развитие отвала более выгодно с энергетической точки зрения по сравнению с односторонним развитием.

Форма, размеры в плане отвала и ярусов оказывают существенное влияние на транспортную работу по перемещению породы в пределах отвала [3]. Изучение этого влияния (рис. 8) показало, что единственный отвал треугольной формы имеет преимущества перед отвалами других форм. Однако отвалы такой формы на практике реализуются редко, а предпочтение отдается отвалам трапецевидной формы.

Анализ энергозатрат на перемещение горной

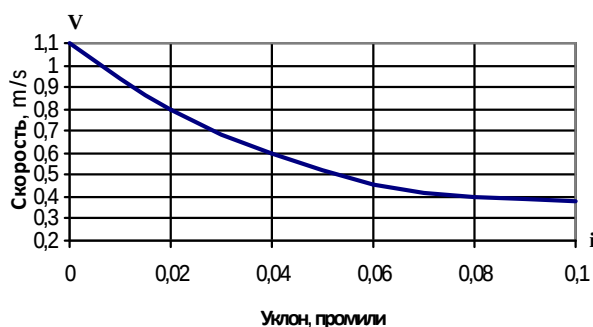


Рис. 6. Зависимость скорости движения автомашины от уклона трассы

массы по отвалу показывает, что их рациональное значение соответствует уклону $i=0,03\div0,06$ при двустороннем развитии и уклону $i=0,04\div0,08$ при одностороннем развитии отвала (рис. 9).

Приняв двустороннее развитие отвала и $i = 0,06$, при условии полного использования вместимости выделенного пространства с соблюдением требований безопасности формирования отвала его вместимостью предельная высота и высота центра тяжести в зависимости от ширины основания могут быть определены по графикам (рис. 10).

Таким образом, в результате исследований приемов формирования единичных отвалов установлено, что:

- с энергетической точки зрения двустороннее развитие отвалов предпочтительнее отвалов с односторонним развитием;
- наибольшую вместимость имеют единичные отвалы треугольной формы, однако на практике наиболее распространены единичные отвалы трапециевидной формы;
- рациональное значение энергозатрат на перемещение горной массы по отвалу соответствует

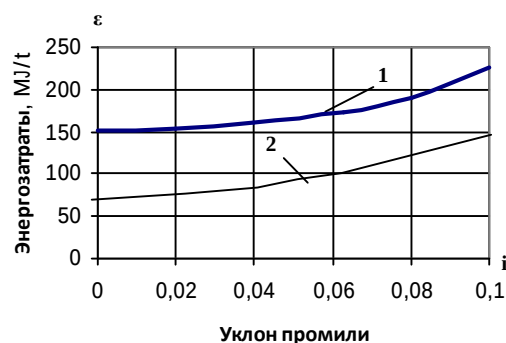


Рис. 7. Зависимость энергозатрат на транспортировку горной массы от уклона трассы при одностороннем (1) и двухстороннем (2) развитии отвала

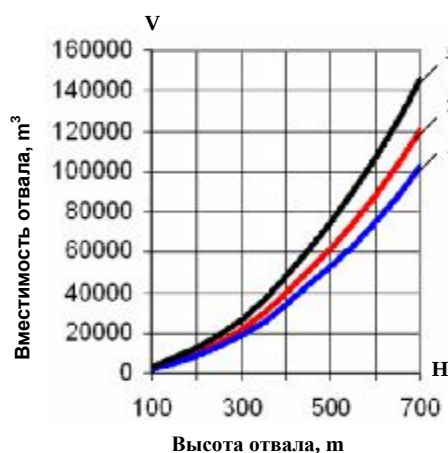


Рис. 8. Зависимость вместимости отвала от его высоты при сегментной (1), трапециевидной (2) и треугольной (3) формы

уклону $i=0,03\div0,06$ при одностороннем и уклону $i=0,04\div0,08$ при двустороннем развитии отвала;

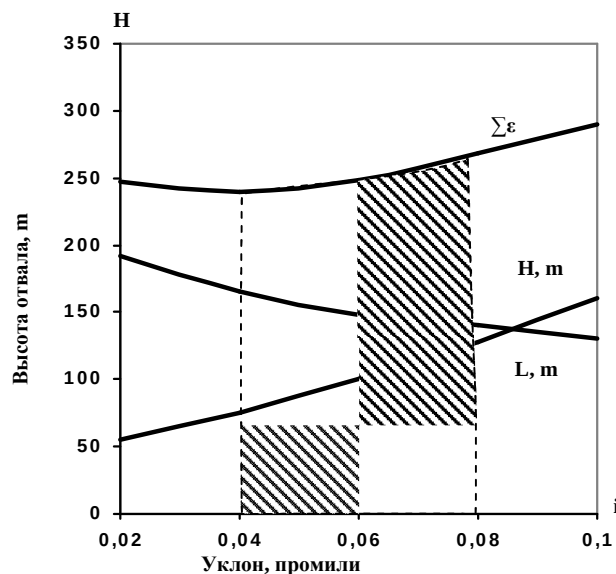
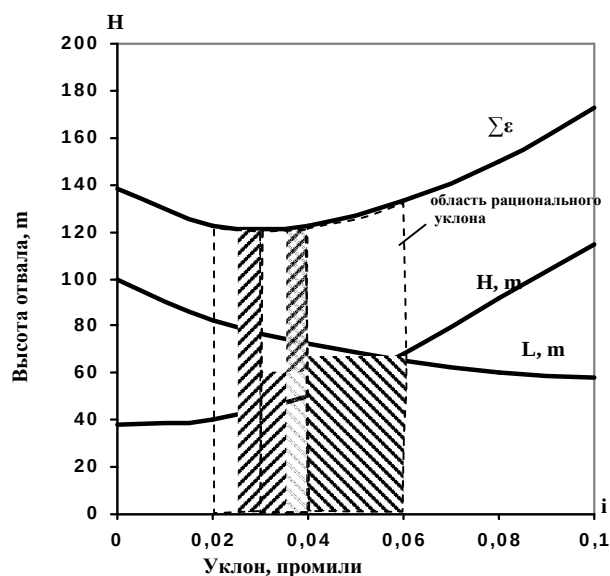


Рис. 9. Область рациональных уклонов при одностороннем (а) и двустороннем (б) развитии отвалов

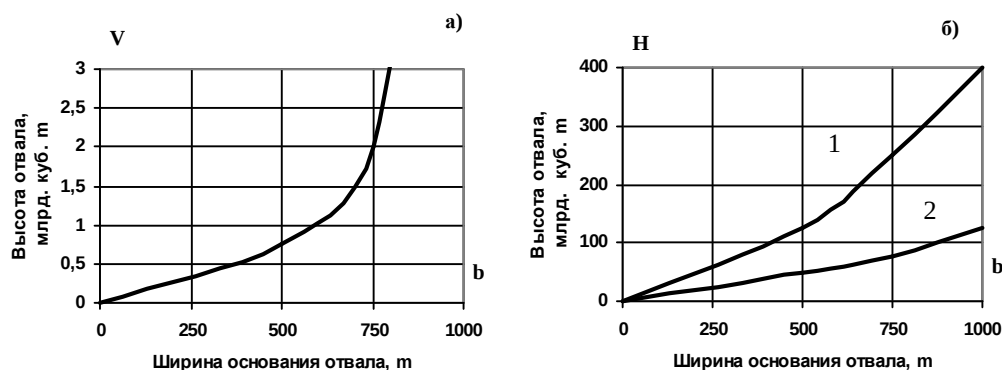


Рис. 10. Зависимость вместимости (а) и высотных характеристик (б) отвала от ширины его основания: 1- высота отвала; 2- высота центра тяжести отвала

- при двустороннем развитии отвала и рациональном уклоне трассы для перемещения горной массы $i=0,06$ установлены зависимости вместимости, предельной высоты отвала и средней высоты

основу методики выбора стратегии формирования и использования техногенных ресурсов при открытой разработке месторождения.

Список литературы:

1. Анистратов Ю.И. Проектирование карьеров. М. «МГИ», 1983.
2. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 231 с.
3. Материалы отчета по теме А-4-013 «Обоснование и разработка новой технологии формирования высоких одноярусных отвалов» 2007 г. Навои.

УДК 622.251:622.342.1(575.1)

© Бекмурзаев Б.Б., Киселенко А.С., Кайгародов В.И., Хамраев Ф. 2010 г.

ОСОБЕННОСТИ СТРОИТЕЛЬСТВА НАКЛОННЫХ ШАХТНЫХ СТОЛОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЧАРМИТАНСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Бекмурзаев Б.Б., директор института «УзГЕОРАНГМЕТЛИТИ»; Киселенко А.С., главный специалист С.П.Б. института «УзГЕОРАНГМЕТЛИТИ»; Кайгародов В.И., инженер горного отдела института «УзГЕОРАНГМЕТЛИТИ»; Хамраев Ф., технический представитель «Sandvik Mining Construction Finland Corp»

Вскрытие золоторудных месторождений наклонными транспортными стволами (далее НТС) получило довольно широкое распространение в Узбекистане – это рудники Каульды, Кызылалма, Зармитан, Каракутан, Хандиза.

Геологические особенности золоторудных месторождений, отличающихся малой глубиной залегания рудных тел, выходящих, как правило, на поверхность в условиях гористой местности, во многих случаях просто вынуждали прибегать к вскрытию наклонными стволами. Благоприятные условия для применения такой схемы вскрытия имеются на Чармитанском золоторудном месторождении.

Несмотря на то, что этот способ вскрытия уже давно достаточно распространен в практике горных работ, технология проходки наклонных стволов претерпела в последние годы значительные изменения. Используемая в настоящее время технология определилась в основном под действием изменив-

шихся географических и геологических условий. На Чармитанском месторождении появились проблемы с выбором оптимальных мест заложения наклонных стволов из-за наличия перекрывающего скальные породы осадочного чехла, старых выработок под землей или застройки поверхности. Все эти ограничения и, не в последнюю очередь, требования горного надзора к наклонным стволам привели к тому, что их проходка стала вызывать определенные трудности. Ниже сделана попытка показать специфические проблемы проходки наклонных стволов и пути их преодоления (рис. 1-5).

Въездная траншея. Назначение въездной траншеи заключается в обеспечении доступа к устойчивому массиву пород в целях заложения в нем портала наклонного ствола.

Трудности при сооружении траншеи определяются, как правило, следующими факторами:

- свойствами грунтов;

- наличием паводковых грунтовых вод;
- глубиной залегания устойчивых пород.

Породы, вскрываемые контуром траншеи, как правило, осадочного происхождения (глины, песчаники), выветрелые скальные, сильно нарушенные и неустойчивые.

На Чармитанском месторождении мощность четвертичных отложений, которые представлены суглинками, супесью, песками и глинами, колеблется от 20 до 80 м. В соответствии с категориями пород генеральный угол откоса бортов траншеи был принят равным 36° .

При строительстве траншеи должен быть решен вопрос водоотлива во избежания затопления будущих подземных выработок. Таким образом, въездная траншея НТС 1-3 (рудник Зармитан) построена с водосборником ливневых стоков, расположенным у портала съезда (рис. 1).

На въездной траншее НТС 5-Г рудника Гужумсай проблема ливневых стоков решилась строительством протяженной железобетонной устьевой части выработки по всей длине дорожного полотна и обратной засыпкой траншеи грунтом (рис. 2, 3).

В условиях траншеи НТС 5-Г возведение «галереи» открытым способом и обратная засыпка грунтом оказались экономически выгоднее, чем строительство выработок водосборника ливневых стоков (включая его оборудование) и дорогостоящего железобетонного дорожного покрытия траншеи.

Несмотря на то, что главной целью открытого этапа строительства является достижение глубины, обеспечивающей безопасное выполнение горнопроходческих работ, фактором затрат не стоит полностью пренебрегать, т.к. они зачастую могут составлять значительную долю общей стоимости проекта.

Переход к горнопроходческим работам наклонного съезда. После выемки породы из траншеи и строительства портала осуществляются работы по проходке ствола с использованием комплексов самоходных дизельных машин. На рудниках Зармитанского рудного поля широко используются комплексы, состоящие из самосвалов EJK-530 (SANDVIK), погрузчиков TORO-6 (SANDVIK) и буровой установки AXERA-6 (SANDVIK).

Согласно чисто эмпирическому правилу портал наклонного ствола (съезда) возводится в том месте, где мощность слоя устойчивых пород над верхней кромкой портала соответствует, по меньшей мере, половине диаметра ствола (рис. 4). Таким образом, определяется глубина вскрываемой траншеи.

В зоне расположения портала и устья ствола проявляется критическое давление покрывающих пород. В нашем случае речь идет о малосвязных, тонкослоистых породах, а это предполагает, что на крепь воздействует нагрузка от всего веса покрывающих пород. Из различных исследований следует, что такая критическая зона находится на глуби-

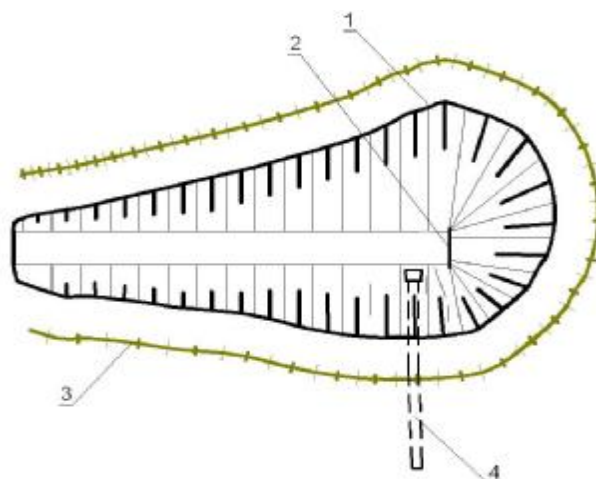


Рис. 1. Въездная траншея наклонного ствола 1-3 на руднике Зармитан: 1 - контур траншеи; 2 - портал; 3 - ограждающий вал; 4 - выработка водосборника ливневых стоков

не от 30 до 100 м. Здесь имеет особое значение общепризнанное положение, согласно которому необходимо как можно быстрее подхватывать обнаженные породы временной или постоянной крепью, чтобы предупредить разупрочнение массива. Для этого рекомендуется набрызгбетонная крепь, характеризующаяся быстрым нарастанием сопротивления, в то время как арочная крепь, не имеющая плотного прилегания к приконтурному массиву, дает неудовлетворительные результаты.

Согласно существующей технологии, непосредственно перед началом собственно горнопроходческих работ в траншее наклонного съезда (НТС №5-Г) рудника Гужумсай у передней стенки устанавливаются рамы арочной крепи, раскрепляют их анкерами и бетонируют по всему периметру. Такая техно-

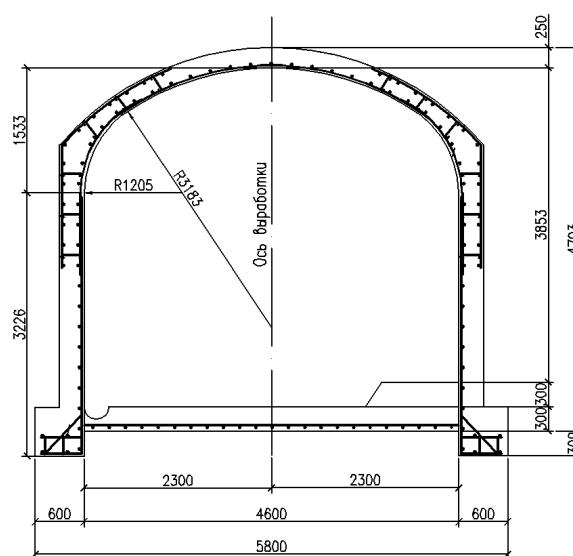


Рис. 2. Поперечное сечение конструкции протяженной железобетонной устьевой части ствола №5-Г, на руднике Гужумсай

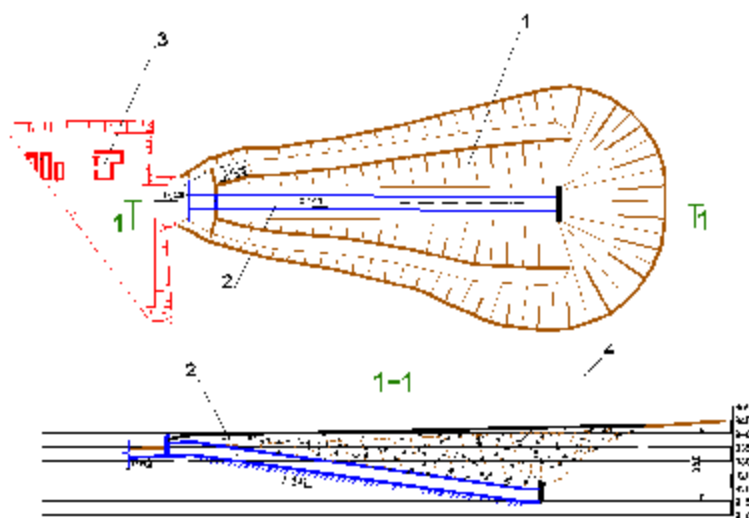


Рис. 3. План и разрез въездной траншеи и протяженной железобетонной устьевой части наклонного ствола №5-Г на руднике Гужумсай: 1 – траншея; 2 – железобетонная устьевая часть ствола, построенная открытым способом; 3 – здания промплощадки; 4 – грунт обратной засыпки



Рис. 4. Стадия строительства портала на въездной траншее наклонного ствола №5-Г на руднике Гужумсай

логия обеспечивает не только высокий уровень безопасности персонала в критической переходной зоне, но и создает удобные условия для рассечки забоя наклонного ствола.

Проходку устьевой части наклонного ствола рекомендуется вести короткими заходками, под защитой штанговой крепи, которая устанавливается вплотную к забою.

Работы на этом критическом, переходном участке должны выполняться самым тщательным образом, в противном случае могут возникнуть самые нежелательные явления – деформация или смещение крепи, оползание грунтов и провалы на поверхности.

Причинами затруднений на участке перехода от строительства въездной траншеи к горнопроходческим работам являются:

- малая устойчивость пород откосов траншеи, наличие разломов;

- высокая сосредоточенная нагрузка на крепь в устьевой части съезда;
- восприимчивость глин к воде.

Из имеющегося в настоящий момент опыта можно сделать заключение, что большое внимание нужно уделять детальной разведке запроектованного места строительства, т.е. проведение кернового бурения на всю критическую глубину до достижения коренных устойчивых пород.

Наклонные стволы обладают существенным недостатком по сравнению с вертикальными выработками, поскольку они пересекают породные слои под различными углами. Если породы тонкослоистые, трещиноватые, то зачастую возникают вывалы с образованием пустот в кровле. Мягкие же породы, напротив, хорошо удерживаются установленной с малым шагом крепью, но при наличии водопритокков и использования самоходного оборудования почва шахтных выработок быстро превращается в «трясину».

Опыт проходки наклонного ствола 1-3 (рудник Зармитан) показывает, что наиболее надежным является пересечение массива разломов по кратчайшему пути в минимальные сроки.

При проходке в неустойчивых породах поверхность забоя и обнаженные породы следует «подхватывать» временной крепью, а при необходимости и забивными консолями.

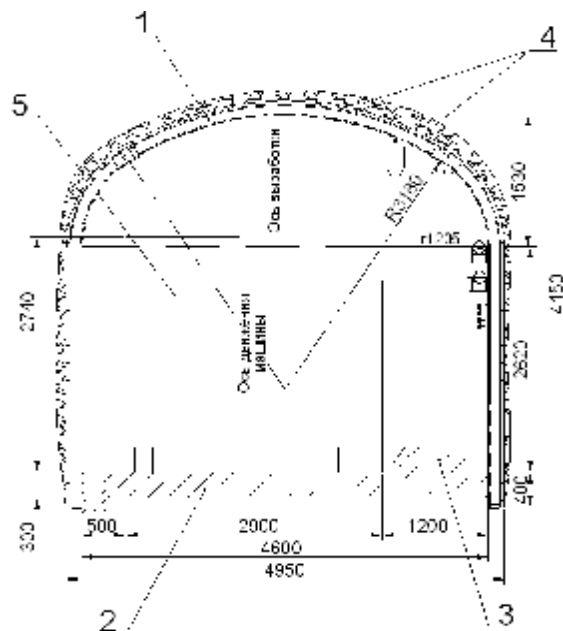


Рис. 5. Поперечное сечение наклонного ствола №5-Г на участках неустойчивых пород: 1 – арочная рамная крепь (СВП-27); 2 – дорожное покрытие (бетон); 3 – пешеходная дорожка (бетон); 4 – забутовка с цементным раствором; 5 – автосамосвал для подземных работ EJC-530 (SANDVIK)

На участках неустойчивых пород НТС 5-Г рудника Гужумсай принята арочная металлическая крепь из СВП-27 с установкой рам интервалом в 800 мм, с последующим тампонажем закрепного пространства цементным раствором (рис. 5).

Выводы: Строительство горных предприятий всегда сопряжено с возникновением неожиданных трудностей, разрешение которых требует быстроты и соответствующих технических средств.

Подробное рассмотрение характерных проблем проходки наклонных стволов показывает, что наилучшим путем снижения финансовых затрат является тщательное проектирование и правильная оценка ожидающихся трудностей. Практика проходки наклонных стволов позволила приобрести следующий опыт:

- необходимо проведение систематических предварительных исследований. В предполагаемых опасных местах следует прибегать к бурению скважин, которые бы позволили определить геологические параметры породного массива и обеспечивали сбор гидрогеологических данных;
- квалифицированные горные инженеры, как

правило, ориентированы на горные работы на значительных глубинах, а о проходке выработок вблизи поверхности имеют слабое представление. Необходимо привлечение специалистов по туннелостроению;

- следует принимать во внимание повышенные требования к крепи, обеспечение необходимого запаса прочности на случай непредвиденного горного давления и пересечения разломов. Необходимы мероприятия по предотвращению водопритока в горные выработки;

- так как даже самое тщательное проектирование не гарантирует отсутствия неожиданностей, необходимо разработать концепцию действий в различных случаях. В качестве примера можно привести переход от въездной траншеи ствола НТС №5-Г к сооружению протяженного железобетонного устья с последующей обратной засыпкой грунтом;

- трудности, встречающиеся при строительстве наклонных стволов, вполне могут быть преодолены имеющимися в настоящее время техническими средствами и точным соблюдением проекта при реализации.

УДК 622.454:621.3.06 (575.1)

© Дудецкий С.П., Сальманов Ф.Г. 2010 г.

УПРАВЛЕНИЕ ВЕНТИЛЯЦИЕЙ В СОВРЕМЕННЫХ ШАХТАХ

Дудецкий С.П., начальник НИЛ «O'zGEORANGMETLITI»; Сальманов Ф.Г., начальник группы НИЛ «O'zGEORANGMETLITI»

Вентиляционные сети современных шахт характеризуются значительной протяженностью. На отдельных шахтах протяженность горных выработок достигает нескольких сот километров. Очистные и подготовительные горные работы на шахтах ведутся как на разных флангах, так и на разных горизонтах с использованием самой современной горной техники.

Для обеспечения безопасной работы горнорабочих служба вентиляции шахт должна своевременно и в требуемом количестве организовать подачу свежего воздуха к потребителям. Реализация технических решений по доставке свежего воздуха является сложной инженерной задачей. Задача усложняется, когда горные выработки имеют аэродинамическую связь с поверхностью, а вентиляционная сеть представлена многодиагональными соединениями. Управлять вентиляционной сетью, насчитывающей более 500 ветвей, без математического моделирования процессов вентиляции крайне сложно.

На шахтах вопросами вентиляции обычно занимается участок пыле-вентиляционной службы (ПВС), который в своем составе имеет ряд инженерно-технических работников, как правило, имеющих большой опыт работы и группу горнорабочих. Оснащение службы ПВС современными

приборами контроля параметров воздушных потоков, как показала практика, оставляет желать лучшего. Обычно в наличии имеются простейшие приборы: анемометры - приборы для измерения скорости движения воздуха; психометры - приборы для измерения температуры и влажности, барометры-анероиды - приборы для измерения барометрического давления. Приборов для измерения состава рудничного воздуха, концентрации пыли, высокоточных приборов для измерения барометрического давления, скорости движения воздуха, как правило, не имеется.

В условиях интенсификации горного производства работа службы ПВС остается практически без современных средств управления воздухораспределением. Автоматизированная система управления вентиляцией не имеет широкого распространения и в основном реализуется на стадии проведения опытно-экспериментальных работ. Датчики скорости и газов, устройства по автоматическому регулированию расхода воздуха не имеют надежного исполнения, а низкая культура производства тормозит внедрение автоматизированных систем. Как правило, эти системы не работоспособны при возникновении аварийных ситуаций в момент отключения электропитания. В настоящее время, напри-

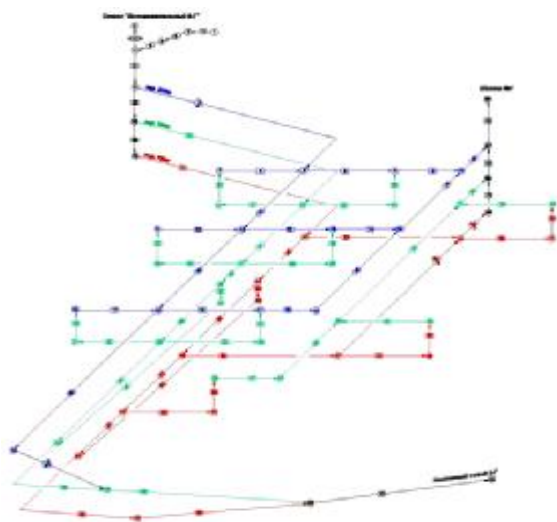


Рис. Граф-схема вентиляционной сети

мер, в шахтах России используются только системы автоматической газовой защиты (АГЗ) на базе стационарной аппаратуры комплекса «Метан».

Ситуация по состоянию вентиляции в шахтах меняется достаточно быстро и для сбора информации об ее изменении служба ПВС ежедневно продвигает не один десяток километров для производства замеров воздуха на контролируемых пунктах.

Анализ полученной информации говорит о необходимости внесения изменений в схему вентиляции. При необходимости перераспределения подачи свежего воздуха процесс сводится, как правило, к ограничению подачи свежего воздуха на участки, где имеются излишки. Такой способ регулирования называют отрицательным регулированием. Ограничение подачи воздуха осуществляется установкой регуляторов (вентиляционные двери с окнами, дверные оклады, паруса). Зачастую решение, принятое начальником службы ПВС, носит субъективный характер без увязки с воздухопотребностью других участков. Места установки вентиляционных регуляторов выбираются исходя из условий удобства их установки, но не из условий получения оптимального конечного результата. А он и не может быть получен, потому что служба ПВС в редких случаях располагает современными программными комплексами для моделирования вентиляции.

Первые программные комплексы начали появляться в семидесятых годах прошлого столетия. Программы были рассчитаны для работы на электронных вычислительных машинах типа «Минск» и «ЕС».

Быстродействие таких машин было низким и процесс расчета средней по величине шахты растягивался на несколько часов. С появлением современных персональных компьютеров и разработкой программных комплексов решение вентиляционных задач занимает доли секунд.

Сегодня на рынке программных комплексов по моделированию вентиляции шахт имеется широкий

выбор. Прежде всего, к ним следует отнести: «АэроСеть», «РЕВОД», «IRS-Вентиляция ПЛА», «VE-ВЕНТИЛЯЦИЯ», «VENTSIM», «VentSys». Поверхностное ознакомление с возможностями программных комплексов (знакомство с DEMO-версиями и инструкциями) выявило достоинство и удобство ввода исходной информации, быстродействие, наличие дополнительных модулей одних программ и недостатки других программ (неудобный графический редактор, отсутствие визуализаторов результатов расчета, отсутствие средств обмена файлами).

Если рассматривать возможность внедрения программных комплексов как объективную необходимость для оснащения служб ПВС рудников Зармитан и Гужумсай, то предпочтение следует отдать «IRS-Вентиляция ПЛА», разработанному украинско-российским СП «ИНТЕРСОФТ» и «VE-ВЕНТИЛЯЦИЯ», разработанному ТОО «Казгипроцветмет» (интерфейс – русскоязычный), либо австралийской программе «VENTSIM» (интерфейс – англоязычный).

Программные комплексы «IRS-Вентиляция ПЛА» и «VE-ВЕНТИЛЯЦИЯ» позволяют решать самые сложные вентиляционные задачи, а наличие дополнительных модулей позволяет смоделировать аварийные ситуации, оценить устойчивость вентиляции сети, проконтролировать скорость воздушных потоков, составить план ликвидации аварий с разработкой оперативной части.

Процесс моделирования вентиляции начинается с ввода исходной информации о топологических данных шахты, аэродинамических характеристиках горных выработок, параметрах работы главных и вспомогательных вентиляторных установок и др.

С помощью графического редактора строится имитационная модель схемы вентиляции. На рис. представлена граф-схема вентиляционной сети одной из строящихся шахт Узбекистана.

Места сопряжений выработок на граф-схеме обозначаются кружками, горные выработки – прямоугольниками, направление движение воздуха – стрелками.

Если правильно введена информация о горных выработках, вентиляторных установках, то программа в зависимости от поставленной задачи автоматически произведет расчет. Расхождения результатов моделирования с фактическими результатами – данными воздушно-депресссионной съемки, не превышают 10%.

Программный комплекс на основе построенной имитационной модели вентиляционной сети позволит решать практически любые задачи по обеспечению свежим воздухом очистных и проходческих забоев, определит места установки регуляторов и рассчитает их параметры. Только с помощью программных комплексов можно производить прогнозные или проектные расчеты, имитируя развитие горных работ, практически, исключая общепринятые ошибки как при проектировании, так и при эксплуатации систем вентиляции шахт.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ СКВАЖИННЫХ СИСТЕМ С ЭТАЖНЫМ РАСПОЛОЖЕНИЕМ ФИЛЬТРОВ И МЕТОДИКА ИХ ПРОЕКТИРОВАНИЯ НА ОБЪЕКТАХ ПВ НГМК

Глотов Г.Н., зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук; Каргин Р.М., главный геолог рудоуправления № 5 НГМК

Одной из основных особенностей строения рудовмещающих горизонтов пластовых гидрогенных урановых месторождений, обрабатываемых способом подземного выщелачивания (ПВ), существенно влияющей на эффективность процесса выщелачивания, является их фильтрационная неоднородность в плане и в разрезе.

Естественно, для процесса ПВ необходимо, чтобы выщелачивающий реагент вступил в непосредственный контакт и реакцию с минералами урана. Иными словами, минералы, содержащие уран, должны быть доступными для выщелачивания, что в значительной мере обуславливается способностью горнорудной массы фильтровать выщелачивающий раствор. Последняя зависит в свою очередь от эффективной пористости, т.е. от типа, размера и морфологии, сообщающихся между собой пор и трещин, по которым осуществляется движение пластовых вод и технологических растворов.

Значительное влияние на структуру фильтрационного потока оказывает анизотропия проницаемости руд и рудовмещающих отложений, которая выражается в том, что проницаемость рыхлых осадочных пород по наслоению выше, чем поперек слоистости (как следствие общего их свойства – фильтрационной неоднородности). Анизотропия проницаемости имеет место не только в разрезе рудовмещающего горизонта, но и в плане, однако, в плане она проявляется в значительно меньшей степени. При этом, несмотря на то, что оруденение урана, как правило, приурочено к наиболее фильтрующей части разреза, собственно рудная залежь по сравнению с рудовмещающими породами оказывается менее проницаемой по причине того, что руды гидрогенных месторождений обычно локализуются в прослоях, обогащенных «осадителями» урана (органикой, сульфидами, тонкозернистыми песками, глинистыми частицами и др.), снижающими их проницаемость.

Специальными исследованиями фильтрационных свойств рудовмещающих горизонтов гидрогенных месторождений урана, выполненными за длительное время НГМК, экспедициями ВГО и научно-исследовательскими институтами (ВСЕГИН-ГЕО, ВНИХТ, МГРИ и др.), выявлена большая разнотипность фильтрационных разрезов горизонтов, в которой, тем не менее, намечаются следующие об-

щие для всех месторождений закономерности:

1. Значительная разница фильтрационных свойств в крест напластования ($K_f z$) и по напластованию ($K_f x, y$), измеряемая на месторождениях Северный и Южный Букиная в пределах 2-10 раз.

2. Наиболее фильтрующей частью разреза рудовмещающих горизонтов является зона пластово-окисленных пород, наименее проницаемой – рудная залежь, при этом соотношение величин K_f руд и K_f вмещающих пород меняется в самых широких пределах: от 1/1 до 1/10 и менее, составляя около 1/1,5 – 1/5 для Северного Букиная и 1/2 – 1/8 для южного Букиная; крыльевые части рудной залежи (ролла) имеют, как правило, меньшую (в 2-3 раза) величину K_f по сравнению с мешковой частью.

3. Надрудные и подрудные неокисленные породы по фильтрационным свойствам занимают промежуточное положение между рудной частью разреза и зоной пластовоокисленных пород.

Указанные закономерности распределения фильтрационных свойств в разрезе рудовмещающих горизонтов характерны как для типично «роллообразных» рудных залежей, так и для многоярусных и однокрыльевых, что упрощает процедуру учета проницаемости руд и вмещающих пород при проектировании интервалов установки фильтров технологических скважин, исключения из этого правила редки.

Следует подчеркнуть, что фильтрационная неоднородность рудовмещающих горизонтов и конструктивные особенности их вскрытия и гидроизоляции были в центре внимания НГМК и научно-исследовательских институтов в течение всего периода разработки и развития способа ПВ.

На первом этапе (до 1971-1973 гг.), согласно рекомендациям ПромНИИ проекта, цементировочная манжета в технологических скважинах устанавливалась в верхнем водоупоре, а скважинами вскрывалась вся мощность рудовмещающего горизонта (с отстойником в нижнем водоупоре); фильтры при этом ставились преимущественно «на руду», а при наличии двух крыльев у рудной залежи ими вскрывалась и зона пластового окисления (общая длина фильтра измерялась расстоянием от кровли верхнего крыла до основания нижнего). При диаметрах скважин порядка 250-300 мм, а фильтровой колонны 110-140 мм, последняя работала как совершен-

ный фильтр – рабочие растворы заполняли затрубное пространство и фильтровались по всей мощности рудовмещающего горизонта, в первую очередь по наиболее проницаемым пластовоокисленным и неизменным безрудным породам, что естественно, приводило к систематическому перерасходу выщелачивающего реагента и снижению эффективности процесса ПВ.

В связи с этим в 1972-1973 гг. на добычных объектах НГМК была изменена схема вскрытия и гидроизоляции рудовмещающих горизонтов: цементирование затрубного пространства начиналось в рудовмещающем горизонте непосредственно над верхней кромкой фильтров, а скважины бурились всего лишь на 2-3 м ниже рудной залежи, т.е. была значительно (примерно в 1,5-2,0 раза) уменьшена длина фильтровой зоны, что в значительной мере локализовало поток продуцирующих растворов в объеме залежи и повысило эффективность процесса ПВ; вместе с тем было выявлено, что при средней мощности рудных залежей на Северном Букинае – 4,5 м, на Южном Букинае – 2,5 м и при средней длине фильтров 6-8 м (в случае наличия двух крыльев, разделенных зоной пластовоокисленных пород – 10-15 м) преимущественная фильтрация продуцирующих растворов по более проницаемым безрудным породам (с соответствующим перерасходом выщелачивающего реагента), даже при реализации указанных выше мероприятий, полностью не исключается.

Последнее обстоятельство впервые было подчеркнуто еще в 1969 г. А.И. Канабиным в его работе «Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием», в которой рекомендованы фильтры закачных скважин устанавливать под рудой, а откачных – над рудой (или наоборот) во всех тех случаях, когда проницаемость рудных залежей оказывается ниже, чем рудовмещающих пород; тем самым поток продуцирующих растворов предлагалось направлять не по напластованию, а поперек напластования пород.

Институтом ВСЕГИНГЕО в 1976-1978 гг. с использованием математического моделирования на вычислительном комплексе «Сатурн-2» был выполнен анализ структур фильтрационных потоков растворов для различных (по отношению к границам залежи в разрезе) вариантов расположения фильтров скважин, в результате анализа установлено, что при постановке фильтров «на руду» большая часть продуцирующих растворов фильтруется вне рудной залежи, снижая эффективность процесса ПВ, при постановке же фильтров «вне руды» на разных уровнях (закачные над рудой, откачные под рудой) весь фильтрационный поток пересекает рудную залежь и, как следствие этого, в значительной мере повышается эффективность процесса ПВ.

С целью проверки системы ПВ с этажным расположением фильтров (системы «ВС») в промышленных условиях в конце 1978 г. силами рудо-

управления № 5 с участием ВСЕГИНГЕО на месторождении Северный Букинай был организован опытный этажный блок «ВС», на котором пробурены:

- 1 откачная скважина с фильтром под рудой;
- 2 закачные скважины с фильтром над рудой;
- 9 наблюдательных скважин на разных уровнях разреза рудовмещающего горизонта;
- 13 контрольных скважин после отработки блока для уточнения ореола охвата блока процессом ПВ и определения степени извлечения запасов урана в его контурах.

Выполненные работы позволили сделать следующие выводы:

1. Интенсивность отработки запасов оказалась весьма высокой – в среднем 7,6% за квартал, т.е. в 1,5-2,0 раза выше, чем в блоках прямоугольной системы с такой же продуктивностью.

2. Удельные расходы кислоты и рабочих растворов (Ж:Т) в блоке оказались исключительно низкими – в 2,0÷2,5 раза ниже, чем в блоках прямоугольной системы с примерно равными параметрами и условиями залегания рудных залежей.

3. Условная экономия затрат по блоку «ВС» составила около 25% от себестоимости добычи по рудоуправлению.

На основе последующего детального анализа результатов отработки блока «ВС», а также дополнительных материалов разведки месторождений Северный и Южный Букинай был сделан вывод о том, что этажная система ПВ может применена также для разработки многоярусного оруденения с установкой фильтров закачных скважин преимущественно в разделяющих крыльях роллов «заливах» зоны пластового окисления, наиболее проницаемых и обогащенных природными окислителями урана – 3-валентным железом (а/с 1088427, 1982 г.).

Таким образом, опытно-промышленными работами и анализом их результатов была показана принципиальная и экономическая целесообразность внедрения вертикальной (этажной) схемы фильтрации для трехслойного и многослойного по проницаемости рудовмещающего разреза. Этот вывод позволил в рудоуправлении № 5 оборудовать и отработать по этажной схеме 7 эксплуатационных блоков на месторождениях Северный и Южный Букинай, состоящих из 43 ячеек, в которых сосредоточено 425 т урана, извлечено из них 367 т (86,47%), переработано 4350 тыс. м³ продуктивных растворов со средним содержанием в них урана 84,4 мг/л.

Указанные, достаточно значительные, объемы работ по опробованию 7 блоков этажной системы разработки позволили выявить как ее преимущество, так и недостатки и на основании проведенного анализа оценить масштабы и рекомендовать условия применения, а также определить направления дальнейшего совершенствования этой весьма эффективной и перспективной системы ПВ. Все это

изложено в методических рекомендациях по проектированию этажной системы ПВ.

Методические рекомендации по проектированию этажной системы ПВ. Основной особенностью этажной системы ПВ является отработка рудных залежей через этажно расположенные фильтры технологических скважин (откачные фильтры под залежью, закачные – над ней, или наоборот, с установкой закачных фильтров в более проницаемой части рудовмещающего разреза – окисленных песках, обогащенных 3-х валентным железом, которое является природным интенсификатором процесса выщелачивания урана). В системе выделяются три варианта скважинной отработки – этажный с однорядным расположением скважин (эксплуатационных ячеек), этажный и двухэтажный с шахматным или прямоугольным расположением скважин для отработки широких и двухкрыльевых рудных залежей.

Условия применимости этажной системы разработки. Этажная система с различными ее вариантами может применяться для отработки как широких, так и узких (в плане) рудных залежей с однорядным и многорядным орудением. Она может быть использована для отработки отдельных изометричных рудных тел, имеющих небольшие размеры, краевых частей рудных залежей, «вписывание» в которые традиционных схем вскрытия часто оказывается сложным, а также участков сопряжения эксплуатационных блоков других скважинных систем ПВ.

Вместе с тем применение этажной системы с ее вертикальной схемой фильтрации выщелачивающих растворов не является повсеместным; основными факторами, препятствующими использованию системы, могут быть:

- локализация рудного тела непосредственно у одного из водоупоров, ограничивающих рудовмещающий горизонт;
- значительная фильтрационная неоднородность руд и рудовмещающих отложений, выражающаяся наличием в разрезе многочисленных пропластов или слоев («слоеный пирог»), резко различных по проницаемости;
- малая мощность рудовмещающего горизонта;
- более высокая карбонатность надрудной или подрудной части разреза по отношению к рудной.

Проектировка блоков «ВС». После принятия решения о применении этажной системы разработки производится выбор различных ее вариантов для участка ПВ. Выбор осуществляется на основе сравнительной оценки основных прогнозируемых технико-экономических показателей по критерию минимальной себестоимости добычи урана. Расчеты этих показателей производятся по формулам, разработанным специально для этажной системы. Расчеты ТЭП могут быть выполнены как ручным способом, так и на ЭВМ по алгоритмам и программам. Проектирование этажной системы разработки, как и

других систем, должно выполняться в два этапа.

Первый (основной) этап проектирования – составление проекта горно-подготовительных работ по участку ПВ – базируется на фактических материалах изученности природных параметров рудных залежей и рудовмещающих горизонтов, полученных при детальной и эксплуатационной разведках, а также на контрольных цифрах плана по добычному предприятию. На этом этапе определяется общая стратегия отработки участка: выбираются варианты разработки, рассчитываются межскважинные расстояния в зависимости от режимов эксплуатации и прогнозные ТЭП. Выбор межскважинных расстояний базируется на технико-экономических расчетах, учитывающих геотехнологические типы и сорта руды (продуктивность, карбонатность, фильтрационные свойства и др.) и условия ее залегания. Размещать технологические ячейки в плане необходимо так, чтобы избежать в процессе отработки образование зон, не прорабатываемых выщелачивающими растворами.

Последовательность работ на первом этапе проектирования этажной системы ПВ следующая:

1. По данным детальной и эксплуатационной разведок на рудно-геологических планах оконтуриваются границы балансовых руд, выделяются геотехнологические типы, сорта руд и намечаются контуры проектируемых эксплуатационных блоков.
2. В случае изменения эксплуатационных условий по каждому проектному блоку ПВ производится переоконтуривание рудных залежей.
3. При сложной конфигурации рудной залежи в плане (резкая изменчивость формы, наличие безрудных участков и т.д.) производится формализация ее контура, при этом принимаются во внимание выделенные геотехнологические типы и сорта руд.
4. Производится перерасчет запасов по проектируемым эксплуатационным блокам с учетом переоконтуривания рудных залежей в границах блоков ПВ.
5. Намечаются возможные варианты системы (межскважинные расстояния) в зависимости от природных параметров и основных особенностей строения рудной залежи.
6. Определяются основные подсчетные и геотехнологические параметры рудной залежи и рудовмещающего горизонта, необходимые для технико-экономической оценки возможных вариантов системы:
 - мощность рудная m , м;
 - содержание урана в руде c , %;
 - метропроцент линейный m_c , м %;
 - площадьная продуктивность p , kg/m^2 ;
 - общая (эксплуатационная) мощность рудной залежи $m_{p.z.}$, м;
 - мощность рудовмещающего горизонта M , м;
 - карбонатность руд и вмещающих пород CO_2 , %;

- средняя глубина скважин $l_{\text{скв}}$, м;
- эффективная мощность рудовмещающего горизонта M , м;
- производительность технологических скважин по закачке (откачке) технологических растворов V , $\text{м}^3/\text{ч}$.

7. В зависимости от основных геолого-гидрогеологических параметров определяются возможные режимы кислотности выщелачивающих растворов и режимы закачки-откачки для выбранных вариантов системы.

8. На основании параметров (по п. 7) рассчитываются технологические и экономические показатели для выбранных вариантов системы.

9. По результатам многовариантных расчетов ТЭП отработки выбирается оптимальный вариант межскважинных расстояний.

10. Для оптимального варианта схемы вскрытия намечается положение наблюдательных скважин.

Графическими приложениями к первому этапу проектирования являются:

- план опробования рудных залежей в масштабе 1:1000 или 1:2000;
- геологические разрезы с данными детальной и эксплуатационной разведок, а также с данными фильтрационной неоднородности рудовмещающего горизонта;
- план изопродуктивностей с данными о геотехнологических типах руд;
- рабочий проект вскрытия рудной залежи (блока ПВ) технологическими скважинами.

Второй этап проектирования для этажной системы выполняется после бурения технологических скважин и получения дополнительного материала по их опробованию. По суммированным данным детальной, эксплуатационной разведок и первого этапа проектирования уточняются контуры площадей с разными геотехнологическими сортами руд и заново рассчитываются основные ТЭП отработки.

С целью одновременности отработки отдельных частей блоков, характеризующихся значительной изменчивостью геотехнологической сортности руд, предусматриваются либо раздельный (по времени) ввод их в эксплуатацию, либо частичная корректировка принятой на первом этапе схемы вскрытия (дополнительное бурение технологических скважин), либо дифференцированный режим кислотности выщелачивающих растворов.

При этом поиск оптимального варианта отработки производится на базе многовариантных расчетов ТЭП для групп эксплуатационных ячеек (сорт руд). Геотехнологические показатели и рациональные режимы отработки, определенные на втором этапе проектирования, являются основой для контроля за ходом процесса ПВ в системе АСУТП (САПР ТПП ПВ 2-ой очереди).

На втором этапе проектирования для этажных блоков (до сдачи их в эксплуатацию) составляется

проект подготовки, новый план изопродуктивностей, распределение сортов руд со схемой технологических трубопроводов и дополнительных узлов подкисления (в случае необходимости), а также графики интенсивностей отработки запасов урана, качества продуктивных растворов и последовательности ввода блоков в эксплуатацию.

По разработанной методике для каждой технологической ячейке и в целом по блоку ПВ определяются оптимальные объемы закачных и откачных растворов, необходимые для отработки запасов урана.

Таким образом, методика проектирования этажной системы практически не отличается от методики проектирования прямоугольных и ячеистых систем разработок, за исключением отдельных пунктов, подчеркивающих ее отличительные особенности.

Режимы эксплуатации блоков ПВ. Продолжительность и интенсивность отработки этажных блоков определяются не только природными параметрами залегания рудных залежей, но и в значительной мере режимами закачки-откачки и кислотности выщелачивающих растворов.

Теоретические основы применения этажной системы ПВ, проверенные и подтвержденные практикой отработки этажных блоков и результатами анализов, предполагают постоянное гидродинамическое взаимодействие откачных и закачных скважин от стадии подготовки запасов (закисление) до полной их отработки. Поэтому рекомендуется отработку этажных блоков производить только в режиме одновременной закачки и откачки с соблюдением баланса растворов.

Проведенным анализом было отмечено несоответствие режимов кислотности рабочих растворов характеру отработки запасов урана, которое привело к непроизводительным затратам кислоты. С целью избежания таких затрат разработаны рекомендации по применению различных режимов кислотности в зависимости от степени карбонатности руд и динамики отработки запасов.

На рис. для этажных блоков с различной карбонатностью руд и вмещающих пород рекомендуются различные режимы кислотности рабочих растворов, особенно на начальных этапах их отработки, с общей тенденцией планомерного снижения концентрации кислоты по мере роста уровня извлечения урана.

И в заключение представляется возможным еще раз подчеркнуть преимущества этажной системы перед другими системами ПВ:

- более полное использование потока растворов, фильтрующихся между закачными и откачными фильтрами, для геотехнологической проработки рудного слоя;
- более однородное распределение скоростей фильтрации и расходов потока в гидродинамическом

контуре ПВ, также более четкий характер этого контура;

- меньшая зависимость эффективности потока растворов от таких природных параметров, как проницаемость, фильтрационная неоднородность анизотропия руд и рудовмещающих пород, общая мощность рудовмещающего горизонта и отношение $\frac{m}{M_3}$.

Выявленными особенностями обеспечиваются более интенсивное ПВ (при меньших затратах растворителя), несмотря на меньшие абсолютные значения скорости фильтрации растворов.

По результатам технико-экономической оценки работы этажных блоков ПВ установлено:

- по сравнению с прямоугольной системой разработки этажная система характеризуется более низкими (на 12-15%) удельными расходами кислоты на добычу урана, лучшими (на 10-15%) другими основными геотехнологическими показателями ПВ, при этом себестоимость добычи урана уменьшается на 10-15%;
- в сравнении с трехскважинным вариантом применение технологических ячеек, оборудованных в двухскважинном варианте, позволит снизить себестоимость добычи урана по этажным блокам еще

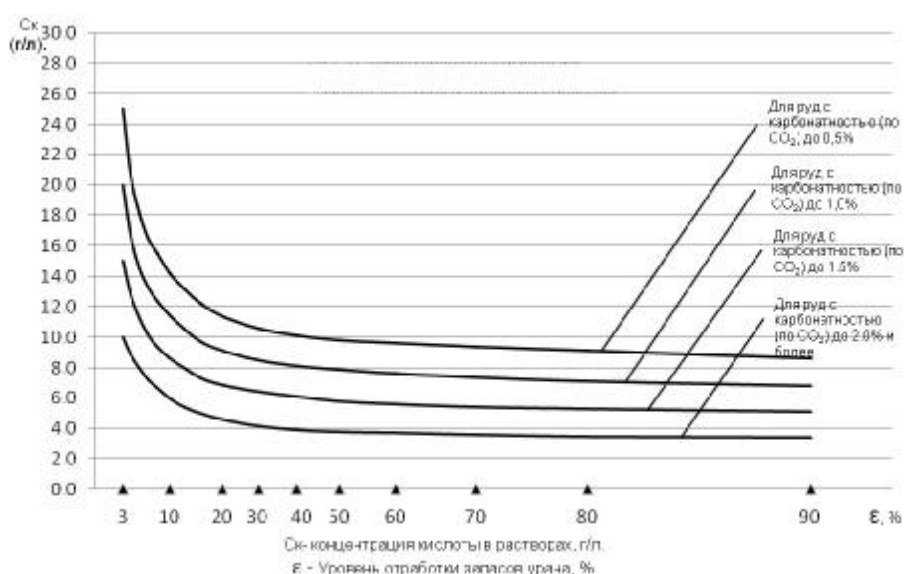


Рис. Режимы кислотности рабочих растворов в зависимости от степени карбонатности руд и динамики отработки запасов

примерно на 10-12%;

- соблюдение оптимального режима эксплуатации этажных блоков ПВ (исключение из практики отработки положительного дисбаланса растворов) позволит дополнительно сократить удельный расход кислоты на добычу урана на 10-15%.

Установленная и проверенная на практике добычных работ эффективность фильтрации рабочих растворов поперек напластования пород (в крест рудной залежи) дают основание для более широкого применения этажной системы разработки на объектах ПВ комбината.

УДК 622.232.7

© Рахманов Р.А. 2010 г.

ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ФРЕЗЕРНЫХ КОМБАЙНОВ РАЗЛИЧНЫХ ФИРМ ИЗГОТОВИТЕЛЕЙ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ ФОСФОРИТОВ ДЖЕРОЙ-САРДАРА

Рахманов Р.А., заместитель начальника ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

На Джерой-Сардаринском месторождении фосфоритов отрабатываются два полого падающих фосфопласта малой мощности, залегающие параллельно в толще глинистых отложений. Средняя мощность I и II фосфопластов 0,63 и 0,66 м, содержание P_2O_5 в пластах меняется от 13% до 26%. Фосфориты пласта мелкозернистые с кальцитом и примесью глинистого материала. Коэффициент крепости составляет 2-3,5 по шкале проф. М.М. Протодьяконова, но в приповерхностной зоне в качестве цемента выступает кальцит, а иногда гипс. В этих

условиях фосфориты становятся более прочными, и коэффициент крепости достигает 4-5 (табл. 1).

Добываемая фосфоритовая руда является основным сырьем для перерабатывающего комплекса построенного вблизи месторождения, который выпускает фосфоритовую продукцию: фосфомуку и фосфоконцентрат.

Горно-геологические условия месторождения и принятая технология обогащения и переработки руды предопределили выбор технологии отработки фосфопластов фрезерными комбайнами с посамос-

Таблица 1

Физико-механические свойства фосфоритовой руды

Показатели	Пределы изменения	Среднее
Предел прочности при расколе, kg/sm ²	23 - 48	36
Предел прочности при сжатии, kg/sm ²	389 - 1010	457
Влажность, %	4,5 - 7,7	6,1
Объемная масса, g/sm ³	1,71 - 2,32	2,06

Таблица 2

Технические параметры применяемых комбайнов

Параметры	Ед. изм.	MTS-250	Wirtgen-2100SM	Wirtgen-2500SM
Техническая производительность	t/h	500	300	1400
Глубина фрезерования	m	0-0,8	0-0,25	0-0,6
Ширина фрезерного барабана	mm	3750	2000	2500
Диаметр фрезерного барабана	mm	1600	1020	1400
Количество зубьев на фрезерном барабане	шт.	162	76	82
Скорость фрезерования	m/min	0-11,9	0-27	0-15
Скорость при перегонах	km/h	0-1,2	0-4,6	0-3,9
Радиус разворота	m	7,8	5	8,5
Расход топлива	l/маш. h	115	41	127
Ёмкость топливного бака	l	3200	1200	2400
Угол поворота разгрузочной консоли от оси комбайна	град	100	36	90
Ширина конвейера разгрузочного (погрузочного)	mm	1000 (800)	1000	1400 (1400)
Длина разгрузочной консоли	m	10,5	6,6	11,3
Габариты: длина	m	26,0	15,5	22,7
ширина	m	5,7	2,6	3,4
высота	m	6,0	4,0	6,0
Рабочий вес	t	110	40	105
Время погрузки БелАЗ-7540	min	6-7	16-18	2-3
Время погрузки САТ - 777	min	11-12	-	5-6

вальным радиометрическим контролем селективной выемки разных сортов фосфоритовой руды.

За 13 лет эксплуатации месторождения из карьера добыто 12,5 млн. t фосфоритовой руды. При этом на добыче были задействованы фрезерные комбайны Wirtgen-2100SM и Wirtgen-2500SM фирмы Wirtgen International GmbH (Германия), а также MTS-250 фирмы MAN TAKRAF Fordertechnik GmbH (Германия) (рис. 1, табл. 2).

На рис. 2 представлены этапы технического перевооружения добычного оборудования и объёмы добычи, выполненные с начала эксплуатации карьера.

Для применения на комбинате новой технологии – тонко слоевой открытой разработки пластового месторождения с селективной выемкой маломощных фосфопластов были приобретены фрезерные комбайны Wirtgen-2100SM. Два первых комбайна этой модели поступили на предприятие в июле 1997 г.

Добыча руды велась тонкими слоями 15-25 см, в зависимости от отрабатываемого технологического слоя пласта, с погрузкой руды в автосамосвалы МоАЗ-74051 (20 t) и БелАЗ-7540 (27 t).

Первые годы эксплуатации комбайнов Wirtgen-2100SM подтвердили эффективность выбранной технологии добычных работ. Их применение позволило обеспечить: необходимый выход фосфоритовой руды с повышенным качеством; минимизацию потерь и разубоживания; повышение эффективности разработки за счёт выполнения основных процессов горного производства одним механизмом (отбойки горных пород от массива, получение куска горной массы не требующего последующего крупного и среднего дробления, погрузки в транспортное средство, при соответствующих схемах работы, измельченной горной массы).

Дальнейшее развитие открытой разработки пластового месторождения с применением фрезерных комбайнов велось в рамках реализации государственной программы по увеличению выпуска фосфоритной продукции, которая обеспечила вовлечение в переработку бедной фосфоритовой руды, что позволило перейти на селективно-валовую выемку рудного пласта на всю технологическую мощность, с применением более мощных комбайнов и большегрузных самосвалов.

Поставленной задаче по комплексному решению вопросов полноты отработки запасов и увеличению производительности работ на добыче и транспортировании руды наиболее полно соответствовали технологии компании MAN TAKRAF.

Основное отличие комбайнов фирмы MAN TAKRAF от комбайнов фирмы Wirtgen заключается в компоновке (месте расположения) рабочего органа на машинах (не учитывая расположение отвальной консоли впереди комбайна у менее производительного типоразмерного ряда машин Wirtgen) и конструктивном исполнении ходовой части, что определяет иную технологическую схему среза рудного пласта (рис. 3).

Фрезерный барабан на комбайнах Wirtgen расположен в середине машины по длине между передними и задними гусеничными тележками. При фрезеровании две передние тележки комбайна движутся по верхней площадке отрабатываемого пласта, а две задние по нижней отфрезерованной. Данная конструкция машины, в условиях одно-временного ведения вскрышных и добычных работ затрудняла выемку руды на краевых и тупиковых участках добычных блоков.

Фрезерный барабан комбайнов MAN TAKRAF расположен в передней части комбайна. Ходовая часть включает в себя три гусеничные тележки, из которых две неуправляемые расположены впереди, а одна управляемая – сзади. Благодаря такому расположению тележек, все гусеницы комбайна движутся по свежесрезанной рабочей площадке. Это позволяет наилучшим образом обрабатывать тупиковые участки выемочного поля, и обеспечивает полноту выемки рудного пласта. Кроме того, при данной компоновке машины, комбайн при отработке рудного пласта без проблем может вернуться в начало заходки и при необходимости легко изменить направление своего движения при фрезеровании.

Конструктивная особенность комбайнов MTS-250 (MAN TAKRAF) после ввода их в эксплуатацию (в ноябре 2002 г. был запущен в эксплуатацию первый комбайн MTS-250, а в ноябре 2006 г. – второй) обеспечила полноту выемки руды и снизила показатели потерь и разубоживания руды при отработке краевых частей добычных блоков. Также это позволило за счет увеличенной относительно Wirtgen-2100SM высоты разгрузочной консоли использовать в комплексе с ними большегрузные самосвалы производства Caterpillar. По мере ввода комбайнов MTS-250 была произведена замена самосвалов МоАЗ-74051 и БелАЗ-540 на CAT-777 (90 т) и CAT-785В (136 т).

В ходе эксплуатации фрезерных комбайнов MTS-250 практикой ведения добычных работ на крепких сцементированных пропластках (нижняя часть второго фосфопласта) был выявлен недостаток данной конструкции машины. Из-за расположения фрезерного барабана в передней части комбайна и малой мощности крепко сцементированного пропластка (15-20 см) комбайн MTS-250 не обеспечивал отработку таких участков рудного пласта. При фрезеровании таких участков происходил «наезд» фрезерным барабаном комбайна на пропласток, при этом начиналась вибрация не позволявшая дальнейшую работу комбайна с фрезерованием по крепкой части пласта.

Совместно со специалистами компании MAN TAKRAF для решения проблемы отработки крепких пропластков рудного пласта была проведена модернизация фрезерного барабана – добавлены дополнительные резцы на барабан и увеличен контргруз в передней части над рабочим органом комбайна. Однако предпринятые меры не устранили проблему полностью, а лишь частично обеспечили отработку крепкого пропластка на мощность не более 10 см.

В связи с этим для отработки участков с крепкими пропластками потребовалось, применение фрезерных комбайнов Wirtgen-2100SM, которые эксплуатировались на предприятии с начала разработки месторождения. Для замены отработав-



Рис. 1. Разработка фосфопласта комбайнами Wirtgen-2100SM (а), MTS-250 (б) и Wirtgen-2500SM (в) с погрузкой в самосвалы

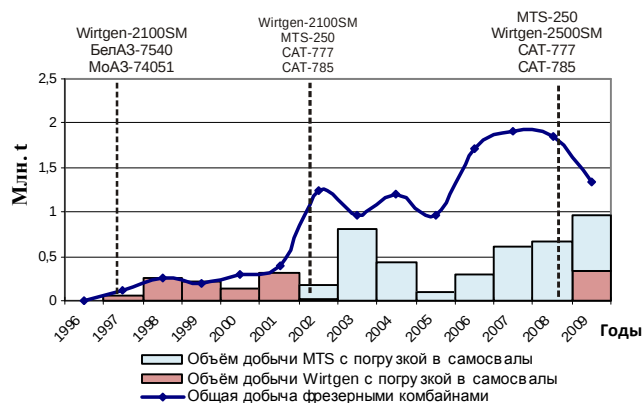


Рис. 2. Техническое перевооружение добычного оборудования и объемы добычи фосфоритовой руды в карьере

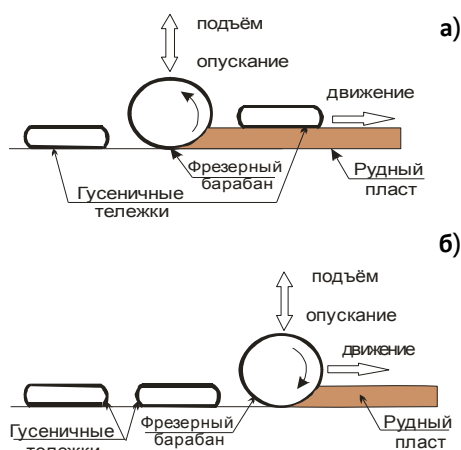


Рис. 3. Схема среза рудного пласта фрезерными комбайнами Wirtgen а) и MTS-250 б)

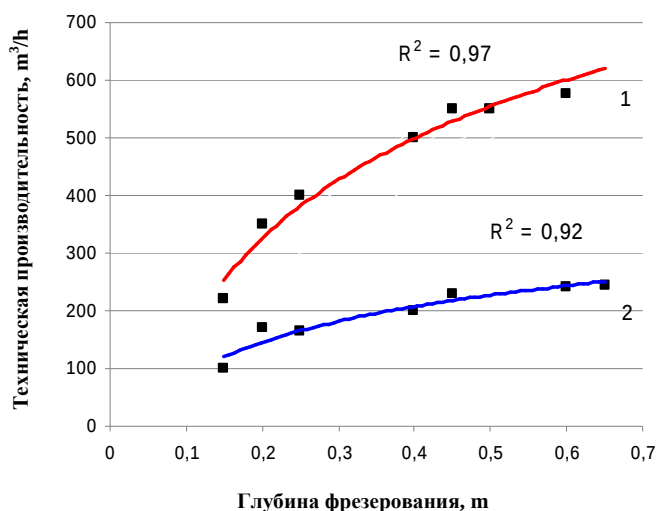


Рис. 4. Зависимость производительности комбайнов Wirtgen-2500SM (1) и MTS-250 (2) от глубины фрезерования при разработке руды крепостью до 50 МПа

ших свой срок эксплуатации комбайнов Wirtgen-2100SM, а также, намеченное наращивание объемов добычи фосфоритовой руды определило не-



Рис. 5. Вид фракций руды в валках уложенных комбайном Wirtgen-2500SM с различными скоростями движения при фрезеровании глубиной 0,55 метров: а) 1 м/мин, б) 3 м/мин, в) 10 м/мин

обходимость приобретения комбайна Wirtgen-2500SM, который относительно Wirtgen-2100SM имеет большую производительность и сочетает в себе достоинства: обеспечивает погрузку применяемых большегрузных самосвалов Caterpillar, имеет большую глубину фрезерования и позволяет более эффективно обрабатывать крепкие пропластки.

В сентябре 2008 г. был смонтирован и введен в эксплуатацию новый более мощный и производительный комбайн – Wirtgen-2500SM (табл. 2).

Комплексное решение по использованию двух типов фрезерных комбайнов с их конструктивными особенностями в различных горно-геологических условиях позволяет выбирать тип комбайна для обработки конкретных участков, где он наиболее рационален и обеспечивает эффективность выемки с получением качественных показателей добываемой фосфоритовой руды.

В ходе эксплуатации месторождения разработаны и внедрены технологические схемы, позволяющие интенсифицировать работу имеющегося выемочно-транспортного оборудования путем оптимизации параметров обрабатываемых блоков и сочетания выемочно-погрузочных циклов комбайнов с погрузкой в самосвалы или укладки горной массы в штабели или «валки». Определены области применения челночных и петлевых схем фрезерования горной массы [1]. При отработке технологических схем работы комбайнов использован мировой опыт применения фрезерных комбайнов в различных горно-геологических условиях разработки месторождений угля, гипса, бокситов, известняка, сланцев.

Проведенные хронометражные наблюдения и замеры продолжительности рабочих операций при производстве добычных работ комбайнами показали, что значительное влияние на их производительность оказывает глубина фрезерования пласта, взаимосвязанная со скоростью движения комбайна при фрезеровании (рис. 4).

В свою очередь, скорость фрезерования оказывает влияние на долю выхода и размер фракции рудной массы добываемой комбайнами. При этом

получение кондиционной фракции рудной массы является важным показателем, так как он определяет эффективность последующего рудного передела на фабрике.

На рис. 5 показаны откосы валков уложенных комбайном Wirtgen2500SM

с различными скоростями фрезерования руды с крепостью до 50 МПа. В табл. 3 приведён выход долей фракций полученных при фрезеровании. Как видно из рис. 5 и табл. 3, с увеличением скорости движения при фрезеровании с 1 до 10 м/мин, в несколько раз увеличивается выход и размеры крупной фракции в добываемой рудной массе.

Кроме того, практика работы комбайнов показала, с увеличением прочностных характеристик добываемой руды, выход крупных фракций так же увеличивается.

Следует отметить, что степень измельчения рудной массы комбайнами MTS-250 и Wirtgen, при фрезеровании имеет различную степень измельчения и различный фракционный состав (табл. 3).

Это обусловлено различиями в конструктивном исполнении фрезерных барабанов, отличием направления их движения. Фрезерный барабан на комбайне Wirtgen-2500SM имеет меньшую ширину и диаметр окружности в сравнении с комбайном MTS-250. При этом фрезерный барабан MTS-250 вращается по направлению подачи машины, а фрезерный барабан Wirtgen-2500SM против подачи машины.

Кроме того, фрезерный барабан на комбайне MTS-250, имеет большее количество зубьев, что также повышает эффективность измельчения рудной массы.

В ходе опытных работ для определения возможности уменьшения фракции руды добываемой комбайном Wirtgen-2500SM, за счёт увеличения оборотов вращения фрезерного барабана, которое было достигнуто за счёт взаимной переустановки шкивов на приводе фрезерного барабана, были проведены испытания комбайна при двух скоростях вращения фрезерного барабана 52 и 104 об/мин.

Испытания показали, что при скорости фрезерования 3 м/мин, и скоростях вращения 52 и 104 об/мин доли выхода и размеры фракции отличаются незначительно (табл. 4).

Эксплуатация комбайнов на месторождении показала, что эффективным способом регулирования выхода фракционного состава рудной массы при фрезеровании является изменение скорости движения комбайна при фрезеровании. При этом при добыче, для получения кондиционной фракции и повышения эффективности извлечения полезного компонента при переработке фосфорито-

Таблица 3

Доли фракций в пробах фосфоритовой руды добытой комбайнами при различных скоростях движения (V_{ϕ}) и глубинах (h) при фрезеровании

Фракция	Доли фракций, %				
	Wirtgen-2500SM $V_{\phi}=1$ м/мин; h=0,55 м	Wirtgen-2500SM $V_{\phi}=3$ м/мин; h=0,55 м	Wirtgen-2500SM $V_{\phi}=10$ м/мин; h=0,55 м	MTS-250 $V_{\phi}=2$ м/мин; h=0,6 м	Wirtgen-2100SM $V_{\phi}=6$ м/мин; h=0,25 м
+ 40 мм	3,4	20,2	36,3	2,9	6,8
+ 5 – 40 мм	55,3	52,9	35,9	32,4	33,8
– 5 мм	41,3	26,9	27,8	64,7	59,4
Всего	100	100	100	100	100

Таблица 4

Доли фракций в пробах фосфоритовой руды добытой комбайном Wirtgen-2500SM при различных скоростях вращения фрезерного барабана и глубине фрезерования (h)

Фракция	Доли фракций, %	
	$V_{\text{вр}}=52$ об/мин h=0,55 м	$V_{\text{вр}}=104$ об/мин h=0,5 м
+ 40 мм	20,2	19,7
+ 5 – 40 мм	52,9	51,1
– 5 мм	26,9	29,2
Всего	100	100

вой руды, для разных сортов рудной массы необходимо выделять определённый диапазон скоростей фрезерования.

Таким образом, применение фрезерных комбайнов двух фирм производителей позволило обеспечить на Джерой-Сардаринском пластовом месторождении фосфоритов эффективность выемки маломощных пластов с учетом технологических особенностей работы комбайнов при отработке фосфопласта, который имеет различные прочностные характеристики и условия залегания. Техническое перевооружение добычного оборудования, направленное на применение более мощного и производительного оборудования, позволило увеличить производительность добычных работ с получением качественных показателей добываемой фосфоритовой руды, что обеспечило выполнение государственной программы по увеличению выпуска фосфоритной продукции.

Список литературы:

1. Коломников С.С., Рахманов Р.А. Разработка пластового месторождения фосфоритов фрезерными комбайнами // Горный журнал, 2008, № 8, с. 43-47.

ГЛАУКОНИТСОДЕРЖАЩИЕ ПЕСКИ УЗБЕКИСТАНА: ОСНОВНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

Юнусов М.Ю., профессор кафедры «Технология силикатов» ТХТИ, докт. техн. наук; **Бабаев З.К.**, доцент Ургенчского государственного университета, канд. техн. наук; **Хакимова Г.Н.**, ассистент кафедры «Технология неорганических веществ ТХТИ»; **Матчанов Ш.К.**, зав. кафедрой Ургенчского технологического университета, канд. техн. наук

Узбекистан располагает огромными запасами сырьевых ресурсов, среди которых глауконитсодержащие пески занимают важное народнохозяйственное значение. Благодаря своим уникальным свойствам, выделенный из песков активированный глауконит в зарубежной практике используется в различных отраслях народного хозяйства. Благодаря насыщенной и устойчивой зеленой окраске его можно использовать в качестве естественного пигмента для производства фасадных красок зеленого цвета [1]. По данным [2] некоторые виды глауконита, содержащие в своем составе активные катионы калия (до 7-8%), фосфора (до 3%), а также микроэлементы (кобальт, марганец, железо, медь и др.) можно использовать для получения калийных удобрений как естественное удобрение без переработки. Авторы работы [3] рекомендуют использовать глауконит в качестве сорбентного материала как экологически чистую продукцию на территориях загрязненных пестицидами и радионуклидами. К другим особенностям глауконита относится его кристаллическая структура, обуславливающая способность к катионному обмену. Благодаря этим свойствам глауконит используется как сорбционный материал для смягчения воды, для очистки её от солей тяжелых металлов и ряда неорганических и органических соединений [2].

В Узбекистане глауконитсодержащие пески встречаются в Ташкентском, Гиссарском, Зиятдин-Зирабулакском, Султан Увайсдагском, Северно-Ферганском геологических районах, а также в Кы-

зылкумских песках [4], данные по содержанию глауконита в составе песков в некоторых известных месторождениях приведены в табл. 1.

Как видно из табл. 2, наиболее перспективными месторождениями по запасам и по содержанию глауконита можно считать Чангинское, Гарм-Чашмасайское, Кафрунское и Крантауское месторождения. При определении перспективности данных песков с целью их использования для конкретного вида изделия необходимо учесть также геолого-экономические факторы, имеющие важные значения для освоения данных месторождений.

В наших исследованиях в целях нахождения комплексного сырьевого источника для получения стеклообразных материалов, в частности стекломалей, изучены основные характеристики глауконитсодержащих песков Каракалпакии. В качестве пробы исходного сырья взят песчанисто-глинистый материал средней и тонкой зернистостью. По цветовой гамме образцы проб различаются от светло-зеленого до темно-зеленого. Основная часть пробы имеет однородное скрытокристаллическое строение дисперсной изотропной массы.

В Институте минеральных ресурсов (ИМР) Госкомгеологии Республики Узбекистан были проведены изучения: особенности размещения, вещественного состава породы, определения минерально-геохимических особенностей и другие данные глауконитсодержащих песков Крантауского месторождения. Результаты некоторых показателей приведены в табл. 2 и 3.

По данным авторов [5] глауконит, который относится к группе гидрослюдов, содержит водный силикат глинозема и железа с 2-15% K_2O , а также цеолитную воду.

Проведенный минералогический анализ показывает, что в составе глауконитсодержащих песков содержатся следующие минералы: глауконит-50%, кварц - от 20% до 40%, монтмориллонит- 10-15%, полевые шпаты до 5%, слюда- до 2%, прочие до 10%.

Нами с целью изучения процессов, происходящих при нагреве глауконитовых пород, а также определения возможных модификационных фазо-

Таблица 1

Основные сведения известных месторождений глауконитсодержащих песков Республики Узбекистан

№	Наименование геологического района	Название месторождений	Прогнозный запас	Содержание глауконита, масс. %
1	Приташкентский	Чанги	14 млн. т	13-16
2	Приташкентский	Гарм-Чашмасай	10 млн. т	10-15
3	Приташкентский	Болгалы	1,5 млн. т	10-16
4	Гиссарский	Кафрунский	15 млн. т	6-12
5	Гиссарский	Тагарасай	не установлены	8-24
6	СултанУвайс	Хужакуль	8-10 млн.т.	10-14
7	СултанУвайс	Крантау	10 млн. т	10-20
8	СултанУвайс	Кызылджар	не установлены	15-18

вых изменений был использован метод ДТА (рис.).

ДТА осуществляли на дериватографе Q-1500D. Скорость нагрева составила 20 град/мин. Расшифровка термограммы осуществлена на основе данных приведенных в [6].

На дериватограммах (на кривой ДТА) выявлены характерные для этого минерала два основных эндотермических и три экзотермических эффекта.

Первый эндотермический эффект при -117°C видимо связан с выделением адсорбционной и межслоевой молекулярной воды, три экзотермических эффекта появляющийся при -374°C , -386°C , -456°C образуются, вероятно, в связи с переходом Fe^{2+} в Fe^{3+} . Появление эндотермического эффекта при -761°C связано, видимо, с выделением второй порции воды, связанной с гидроксилами и образованием гематита.

По данным рентгенофазового анализа установлено, что в составе исходного сырья присутствуют минералы глауконит, монтмориллонит, кварц, полево шпат.

Данные по изучению гранулометрического состава ряда месторождений глауконитсодержащих песков приведены в табл. 3.

Из табл. 3 следует, что в пробах Крантауского и Ходжакульского месторождения преобладают зерна глауконита класса $-0,21...+0,15$ mm, а в пробе Кызылджарского месторождения преобладают зерна глауконита минимальной крупности $-0,15...+0,07$ mm.

Интерес к данному сырью возник в связи с его химическим составом. Как видно из табл. 2 в его составе имеются все необходимые компоненты для получения на его основе стекломалей. В отличие от стекла, как известно, к составам стекломалей с точки зрения прозрачности не предъявляется особых требований. Химический анализ исходного сырья показывает, что в составе глауконитсодержащего песка содержится повышенное количество оксидов железа. По литературным данным [6] прочность сцепления в системе «металл-стекломаль» во многом определяется наличием в промежуточном слое FeO (вюстит), являющейся важным фактором появления железосиликатных фаз. А магнетиты (Fe_2O_3) и гематиты

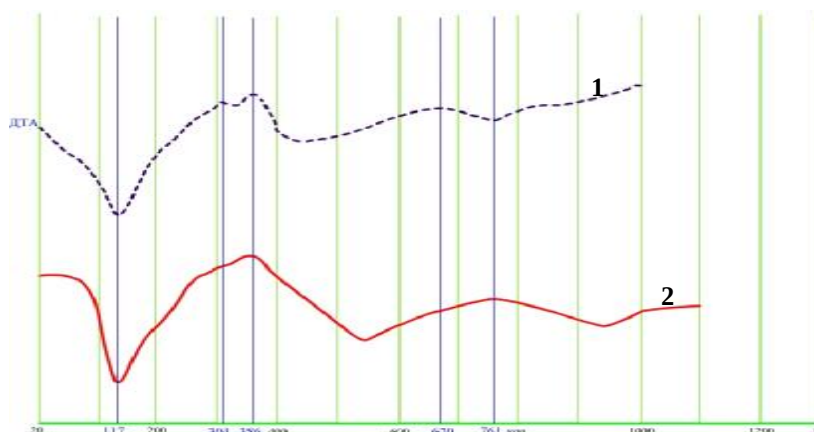


Рис. Фрагмент кривых ДТА глауконита и глауконитового песка: 1 – исходный, 2 – глауконит [5]

(Fe_3O_4) способны к растворению в эмалевом расплаве, как указано выше, могут способствовать улучшению прочностных свойств эмалевого покрытия.

Для получения стекломалевых фритт в наших исследованиях был приготовлен ряд составов состоящих из следующих компонентов: глауконитсодержащий кварцевый песок (масс. %) 40,0-60,0; борная кислота 5,0-20,0; сода $18,0 \div 22,0$; глиноземсодержащие отходы Шуртанского ГХК $2,0 \div 20$.

В качестве традиционной стекломалевой фритты была принята стекломатрица следующего состава [6]: SiO_2 –40,0%, B_2O_3 –35,0%, Al_2O_3 –6,0%, Na_2O –17,0%, CoO –1,0%, NiO –1,0%.

Варка фритты осуществлялась в корундизитовых тиглях объемом 500 ml в лабораторных печах с силиконовыми нагревателями. Температура варки 1350°C ; скорость нагрева шихты 100°C/h до 800°C , скорость нагрева шихты в области от 900°C до 1050°C – 50°C/h .

Таблица 2

Химический состав глауконитсодержащих песков Крантауского месторождения

Проявление, месторождение	Содержание глауконита масс. %	Химический состав (масс. %)								
		SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	SO_3	П.пл
Крантау	50,0	59,08	11,32	10,74	2,06	1,32	2,48	3,82	1,35	8,01

Таблица 3

Гранулометрический состав глауконита месторождений Каракалпакии

№	Классы крупности, mm	Массовая доля класса по месторождениям, %		
		Крантауское	Ходжакульское	Кызылджарское
1	+0,59	-	-	-
2	-0,59...+0,42	0,4	0,5	0,3
3	-0,42...+0,21	14,8	18,5	16,8
4	-0,21...+0,15	46,2	45,9	32,6
5	-0,15...+0,07	37,1	34,6	48,7
6	-0,07	1,5	0,5	1,6

Время выдержки при максимальной температуре 30 min. Все составы стекол проварились без видимых технологических отклонений. Составы с большим содержанием глиноземсодержащего отхода являются тугоплавкими и короткими в области формования. Полученную стекломассу переводили в стеклогранулянт путем сливания их в воду. Полученная стекломасса имеет темно-зеленый цвет с хорошим блеском.

Таким образом, на территории Узбекистана выявлены глауконитсодержащие пески многоцелевого назначения. Современными методами физико-химического анализа определены химический, минералогический и гранулометрический состав глауконитсодержащего песка. Предварительные исследования глауконитсодержащего песка показывают целесообразность его применения в качестве основного компонента для получения стеклэмалей.

Список литературы:

1. О.В. Орлова, Т.Н. Фомичева. *Технология лаков и красок* М.: Химия, 1990, 381с.
2. А.Г. Бетехтин. *Курс минералогии* М.: Госгеолтехиздат, 1956, 558 с.
3. Е.А. Кувыкина, Ю.И. Сухарев. Глауконит как перспективный природный сорбент. *Ж. Химия и химическая технология*, Ч. 2000, №3, с. 163-165.
4. Отчет ИМР «Поисковые работы и предварительная оценка бентонито-глауконитовых пород в качестве агглюранта на участках Крантау и Кызылджар в Нукусском и Кунградском районах Республики Каракалпакстан» 2002, 125 с.
5. *Термический анализ минералов и горных пород*: Л., Недра, 1974, –124с.
6. Петцольд А., Пешманн Г. *Эмаль и эмалирование*. Справ. изд., Пер с нем., М., Металлургия, 1990, 548с.

УДК 550:622.0

© Федянин С.Н. 2010 г.

КЛИМАТИЧЕСКИЕ ЦИКЛЫ В ИСТОРИИ ЗЕМЛИ И ИХ РОЛЬ В ОБРАЗОВАНИИ ГИДРОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА

Федянин С.Н., зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук

Одной из актуальных проблем геологической службы Узбекистана является расширение минерально-сырьевой базы уранового производства Навоийского ГМК, осуществляющего свою деятельность в пределах Центрально-Кызылкумской ураново-рудной провинции. Решение данной проблемы требует развития теории уранового рудогенеза в приложении к определению условий образования гидрогенных месторождений песчаникового типа, соответствующих им поисковых признаков, а по ним площадей, перспективных на выявление новых месторождений, имеющих промышленное значение. В этой связи заслуживают особого внимания результаты научных исследований [1] по определению массы биогенного кислорода (БК) и углеводородов (УВ) в метаморфизованных осадочных толщах Земли от протерозоя до неогена, которыми установлено, что формирование осадков происходило циклично и изменение их минерального (химического) состава обусловлено инверсией климата (табл. 1).

Авторы выделяют два климатических сезона – галактическую зиму и лето, соответственно которым меняется активность геологических процессов, жизнедеятельности фауны и флоры, анаэробных бактерий, количество, химический состав осадочных пород и атмосферы, образующихся в этой свя-

зи. Продолжительность основных циклов составляет около 170 млн. лет. Они подразделяются на циклы в 40-50 млн. лет, которые в свою очередь состоят из последовательной системы более коротких периодов, вплоть до земных лет и суток. Следуя формальной логике, очевидно, что правильнее выделять не два, а четыре климатических сезона – галактические зиму, весну, лето и осень, закономерно сменяющих друг друга. Основные характерные различия сезонов, определяющие их роль в формировании осадочных отложений, заключаются в следующем.

Зима. Солнечная активность низкая. Климат на планете сухой холодный. Из-за низких температур жизнедеятельность микроорганизмов, фауны и флоры угнетена. Мощности атмосферы и гидросферы минимальные.

На пространствах, не защищенных ледниковым панцирем, происходит интенсивное механическое разрушение скальных пород из-за большой разницы температур в ночное и дневное время суток. Массоперенос разрушенных пород определяется главным образом естественным механическим сносом со склонов горных массивов по латерали под действием сил гравитации.

Весна. Потепление климата приводит к таянию и движению ледников, глубокой эрозии в этой

Таблица 1

Циклы инверсии климата и геологических процессов в фанерозое (по В.В. Параеву)

Циклы	Период	Климат и условия формирования осадков	Сезон	Характерные формируемые типы осадочных пород	Формируемые осадочные полезные ископаемые	Масса БК (10 ¹² t)	Δ массы БК - УВ (10 ¹² t)
Глобальные геологические циклы фанерозоя	4	N ₂	В	Красноцветные и соленосные формации.	Этаж нефтегазонасности	200	100
		N ₁				400	250
		P ₃				300	200
		P ₂				450	200
	3	P ₁	О - З		Фосфориты, урановые руды (с сопутствующими элементами).	200	100
		K ₂				700	400
		K ₁				800	450
		J ₃				600	350
	2	J ₂	Зима	Красноцветы, карбонаты и сульфаты	Соли (калийные в т.ч.).	650	550
		J ₁				400	200
		T ₃				350	50
		T ₂				100	-25
		T ₁				150	0
		T ₂				150	-25
		T ₁				150	-25
		P ₂				150	-25
Глобальные геологические циклы фанерозоя	2	P ₁	О		Фосфориты, урановые руды.	400	0
		C ₂₊₃				450	400
		C ₁				800	450
		D ₃				500	300
		D ₂				400	100
		D ₁				100	0
		S ₂				150	25
		S ₁				200	50
	1	O ₃	В - Л	Граптолитовые черные сланцы	Начало накопления углей. Возможный этаж еще не выявленной нефтегазонасности.	250	100
		O ₂				450	300
		O ₁				300	100
		Є ₃				100	0
		Є ₂				200	25
		Є ₁				300	25
Глобальные геологические циклы фанерозоя	1	P				350	0
		Є				350	0

В – весна, Л – лето, О – осень, З – зима, БК – биогенный кислород, УВ – углеводороды

связи скальных пород горных массивов, интенсивному перемещению огромных объемов породного материала с поднятий в низины. Активизируется жизнедеятельность микроорганизмов, фауны и флоры, геохимических процессов, в результате чего продуцируются газы в свободной форме, увеличивается мощность и плотность атмосферы. Климат становится теплым и влажным (гумидным). Площадь мирового океана достигает максимальных размеров. С возвышенностей в низины в периоды обильных дождей селевыми потоками и паводковыми водами активно сносится каменный материал различной крупности, сформировавшийся в зимний период. В низинах и на платформах бурно развива-

ется флора и фауна, что приводит к образованию мощного органоминерального слоя, защищающего почву от эрозии.

Лето. Планета подвергается интенсивной солнечной (космической) радиации. Климат становится сухим и жарким (аридным). Из-за высоких температур жизнедеятельность микроорганизмов, фауны и флоры угнетена, мощности атмосферы и гидросферы уменьшаются. На обширных территориях Земли происходят пожары, на одних площадях формируются угленосные толщи, на других образуется пустыни, океаны мелеют. На пространствах, не защищенных почвенным слоем, происходит интенсивное механическое разрушение скальных пород из-за

Таблица 2

Месторождения, обрабатываемые НГМК, технологии, применяемые для отработки руд способом ПВ, и продуктивные горизонты (по материалам геотехнологического отдела НГМК)

Рудная зона	Технология отработки руд	Продуктивные горизонты
Северное рудоуправление (13 % кислотная технология; 87 % миниреагентная)		
Кендыктубе	Миниреагентная	K ₂ t ₂ - верхний турон, коньяк
Сугралы	Миниреагентная	K ₂ t ₂ ^{sg} - верхний турон (сугралинский горизонт), K ₂ m - маастрихт
Учкудук (залежь № 95 «Аэропорт»)	Кислотная	K ₂ s - верхний сеноман
Рудоуправление № 5 (72 % - кислотная технология; 28 % - слабокислотная и миниреагентная)		
Северный Букинай	Кислотная - 64,2 %, миниреагентная - 35,8 %	K ₂ st - сантон (карасагырский горизонт)
		K ₂ k - коньяк (тохумбетский горизонт)
		K ₂ km-m - кампан-маастрихт
Южный Букинай	кислотная - 79,6 %, миниреагентная и слабокислотная - 20,4 %	K ₂ st - сантон (карасагырский горизонт)
		K ₂ k - коньяк (тохумбетский горизонт)
		K ₂ km-m - кампан-маастрихт
Лявлякан	Кислотная	P ₂ ³ - верхний эоцен (лявляканский горизонт)
Бешкак	Кислотная	P ₂ ³ - верхний эоцен (лявляканский горизонт)
Тохумбет	Слабокислотная	K ₂ - верхний турон (кендыктубинский горизонт)
Северный Кенимех	Кислотная	K ₂ t ₂ - верхний турон
		K ₂ (k+st) коньяк-сантон
		K ₂ km-m кампан-маастрихт
Южное рудоуправление (100 % кислотная технология выщелачивания)		
Кетменчи	Кислотная	K ₁ al альб
		K ₂ t ₁ uch - нижний турон (учкудукский горизонт)
		K ₂ s сеноман
Сабырсай	Кислотная	K ₂ t ₂ Sb сабырсайский горизонт

сильного воздействия солнечной радиации и большой разницы температур в течение суток. Наблюдается массоперенос в основном мелкой фракции пород под воздействием сил гравитации и интенсивной ветровой эрозии.

Осень. Климат сухой, переходный от теплого к холодному. Биохимические и геохимические процессы угнетены. Разрушение пород протекает замедленно и в основном механическим путем при вялом переносе мелко-тонкой фракции под воздействием сил гравитации и слабой ветровой эрозии.

Из приведенного выше описания следует, что интенсивному образованию осадочных пород, как продукта жизнедеятельности микроорганизмов, их минералогической и геохимической дифференциации в процессе массопереноса, метаморфизма и метасоматоза, соответствуют периоды галактических весен.

Поскольку циклы глобальных перераспределений породной массы с горных массивов на платформенные плиты приходится на весну, то именно во второй ее половине происходит активизация тектонической и вулканической деятельности в шарнирных зонах сопряжения горных поднятий и платформенных плит. Она обусловлена (в соответствии с законом изостазии) погружением платформенных плит, принявших на себя избыточную массу, и всплытием смежных с ними горных сооружений, освободившихся от покрова разрушенных пород.

В приложении к формированию, в частности, инфильтрационно-осадочных (гидрогенных) месторо-

ждений урана приходим к следующей модели их образования.

Первая стадия соответствует периоду галактической весны, когда происходит активный перенос продуктов разрушения скальных пород с горных возвышенностей в низины (на границы платформенных плит), сопровождающийся интенсивным их дроблением и измельчением от грубозернистой (валунно-галечной) до средне-мелкозернистой (песчаной) и тонкой (глинистой) фракции. Этот процесс провоцирует возбуждение тектонической и вулканической деятельности по границам платформенных плит и, соответственно, приводит к возникновению площадных покровных отложений вулканогенного материала, формированию линейных разрывных структур и глубоких эрозионных врезов в шарнирных зонах по границам горных сооружений и платформенных плит. На этой стадии происходит вскрытие урана, содержащегося в перемещаемой горной массе в связанной минеральной четырехвалентной форме, и перевод его под воздействием природных водных растворов в растворимую шестивалентную подвижную форму. Формируются осадочные отложения благоприятные для аккумуляции (сорбции) урана из растворов. К числу природных сорбентов урана относятся: продукты вулканической деятельности; фракция тяжелых минералов, обладающих высокой восстановительной емкостью по отношению к урану (дисульфиды железа). Последние отлагаются в виде россыпей в донных осадках стрекне-

вых зон верховьев малых горных рек, в излучинах их меандр и на их слиянии. Это также грубообломочные мусорные фации, обогащенные растительным детритом, образующиеся в периоды сезонных паводков в аллювиальных отложениях пойменных террас при выходе рек в предгорные низменности и платформенные равнины. Это и тонкие песчано-глинистые речные фации, обогащенные углистым материалом, накапливающиеся в периодически пересыхающих старицах и болотах, образующихся в раздувах палеорусел. И, наконец, волноприбойная и теченивая зона мелководного морского шельфа, благоприятная для активного развития морских организмов, накопления продуктов их жизнедеятельности – растительной илистой органики и костных остатков. Здесь же формируется фракция тяжелых минералов в результате перемыва донных осадков в зоне прибоя.

На этой стадии происходит сингенетическое накопление и перераспределение урана в сорбирующие его фации (диагенез).

Вторая стадия соответствует переходному периоду от галактической весны к лету, когда гумидный климат сменяется аридным. На этой стадии происходит массовое выгорание растительности и вымирание животного мира. Образуются огромный объем подвижного материала, обогащенного органикой, который сносится и накапливается в естественных зонах денудации. В результате аридизации климата и обезвоживания пород удельная концентрация природных солей в пластовых и поверхностно-грунтовых водах проницаемых (песчаных) отложений возрастает настолько, что уран начинает выпадать из них в осадок и сорбироваться его восстановителями. Уже на этой стадии при благоприятном стечении обстоятельств по геоморфологической обстановке и климатическим условиям могут образовываться скопления урана, имеющие промышленное значение.

В период галактического лета перспективные на уран толщи (продуктивные горизонты) запечатываются покровом перекрывающих их отложений. В морских условиях – илесто-глинистыми донными осадками, обогащенными органическими остатками. На платформах – малласами и малласоидами. В предгорных местностях – терригенными делювиально-пролювиальными отложениями. На этой стадии протекают процессы раннего метаморфизма (диагенез и катагенез).

Третья стадия соответствует переходному периоду от галактического лета к осени, когда глобальное уменьшение гидросферы и атмосферы, в дополнение к обмелению мирового океана, провоцирует всплытие платформенных плит и поступление поверхностных вод, обогащенных кислородом, в глубь продуктивных горизонтов. Возникшая гидродинамическая обстановка способствует эпигенетическому перераспределению урана с накоплением его на окислительно-восстановительном барьере (ОВБ), приуроченном к границе выклинивания зоны пла-

стового окисления (ЗПО). Очевидно, что эпигенетическое перераспределение урана может приводить как к разрушению древних, так и формированию молодых рудных залежей. В последнем случае обязательным условием является наличие на границе выклинивания ЗПО фаций, обогащенных восстановителями урана.

Таким образом, гидрогенные месторождения урана, в приложении к территории Центрально-Кызылкумской ураново-рудной провинции, следует разделить на три типа, принципиально различные по геоморфологическим и гидродинамическим условиям образования.

Первый тип – месторождения в донных осадках и аллювиальных отложениях («мусорных» фациях) надпойменных террас в предгорных палеоруслах. К их числу относится группа месторождений, отрабатываемых Южным рудоуправлением НГМК, приуроченных к палеоруслу древней реки Джам-Дарья (Сабырсай, Шарк, Агрон), выявленной в отложениях турона специалистами по литолого-фациальному палеографическому картированию под руководством В.И. Попова, и к бортам русел малых предгорных рек, стекавших с южных (Кетменчи) и северо-западных (Майзак) склонов Зиадин-Зирабулакских гор. К этому типу месторождений следует также отнести Бахалы (северные предгорья Букантау). Сезонные блуждания русел предгорных рек в пределах их палеорусел, особенно в период паводков, может приводить к формированию глубоких врезов, в которых относительно молодые осадки оказываются на больших глубинах в сравнении с более древними осадками надпойменных террас. Нередки случаи сползания (обрушения) отложений надпойменных террас в русла с накрытием молодых осадков древними. Примером таких процессов может служить землетрясение в горах Памира, происшедшее в недавней истории, накрывшее город Хаит и приведшее к многотысячным человеческим жертвам.

При построении геологических разрезов по таким площадям информация, получаемая по рядам сечений (профилям скважин поисково-разведочного бурения), зачастую ошибочно воспринимается и интерпретируется как факт наличия интенсивной пликативной тектоники и глубинных разломов большой амплитуды.

Урановые месторождения первого типа многоярусные, сложные для поиска разведки и отработки способом подземного выщелачивания. Урановая минерализация приурочена к отложениям, которые интенсивно обогащены растительной органикой и дисульфидами железа, вследствие чего содержания урана в них высокие ($n \approx 0,1\%$), они слабо подвержены воздействию эпигенетических процессов окисления и сохраняются в тылу фронта выклинивания ЗПО.

Второй тип – месторождения в донных осадках и аллювиальных отложениях надпойменных террас в палеодолинах крупных древних рек платформы. На территории современных Центральных Кызылкумов

эти месторождения приурочены к терригенным (континентальным) отложениям в палеодолинах древних рек Нура-Дарья и Сарысу, длительное время (предположительно с турона по коньяк-сантон) протекавшим по указанной территории. К их числу относится группа месторождений в терригенных отложениях мела, которые отрабатываются Рудуправлением № 5, а также месторождения Сугралы, Южное Сугралы (Тубелекская синклиналь), Мейлисай, Кендыктубе и отдельные залежи месторождения Учкудук (южные и западные предгорья Букантау), отрабатываемые Северным рудуправлением НГМК.

В отличие от первого типа для них характерна площадная выдержанность по мощности и средне-мелкозернистый фракционный состав песчаных отложений продуктивных горизонтов.

Третий тип – месторождения в волноприбойной течениевой зоне мелководного морского шельфа. Продуктивные горизонты также выдержанные по мощности и фракционному составу осадков. К их числу относятся месторождения в морских отложениях палеогена (Лявлякан, Бешкак, Актау - лявляканский горизонт), рудные залежи в отложениях мела от предпалеогеновых (кампан-маастрихт) до учкудукского горизонта (нижний турон) на площадях, где они представлены морскими песчаными осадками.

Поскольку руды указанных трех генетических типов принципиально отличаются по геоморфологическим и структурным условиям образования, то и поисковые признаки, которыми следует руко-

дствоваться для их выявления, различны. Вместе с тем общим для них является приуроченность к относительно узким протяженным извилистым в плане линейным депрессионным структурам, сохраняющимся в осадочных отложениях чехла унаследовано от структур в кристаллическом фундаменте. Для выявления таких зон наиболее эффективными, экспрессными и наименее затратными в исполнении являются методы структурной геофизики (сейсморазведка и гравиметрическая съемка), а также дешифрирование космоснимков. На последних, применительно к территории Средней Азии, погребенные структуры прекрасно проявлены.

Так как указанные три типа гидрогенных месторождений урана различаются по вещественному составу вмещающих пород, минерализации и минеральному составу пластовых вод продуктивных горизонтов, то и для извлечения урана из руд способом подземного выщелачивания (ПВ) используются разные химические реагенты (технологические растворы) (табл. 2). Однако соответствующая технологическая классификация месторождений (продуктивных горизонтов, рудных залежей) до сих пор не проведена, и каждый раз при вводе в эксплуатации очередного месторождения проводятся длительные комплексные исследования руд с целью выбора оптимальной технологической схемы и реагентов для извлечения урана способом ПВ. Очевидно, если бы такая классификация в НГМК имела, то технологические испытания руд проводились более целенаправленно и в более сжатые сроки.

Список литературы

1. В.В. Паравев, В.И. Молчанов, Э.А. Еганов. Природа глобальной периодичности в эволюции условий седиментогенеза и осадочного рудообразования в фанерозое. В сб. Актуальные проблемы геологии и геофизики. Материалы научной конференции, посвященной 70-летию и 95-летию академика Хабиба Абдуллаева. Ташкент: «Фан» АН РУз, 2007, с. 311-316.

УДК 621.039

© Маликов Ш.Р., Салимбаев У.С., Пикуль В.П., Данилова Е.А., Мухамедшина Н.М., Холматов М.М., Мироненко В.Н. 2010 г.

ПРИМЕНЕНИЕ ЯДЕРНЫХ ФИЛЬТРОВ ДЛЯ ОЧИСТКИ СБРОСНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ В ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Маликов Ш.Р., старший научный сотрудник ИЯФ Академии наук РУз, канд. физ.-мат. наук; **Салимбаев У.С.**, директор ИЯФ Академии наук РУз, докт. физ.-мат. наук, профессор; **Пикуль В.П.**, старший научный сотрудник ИЯФ Академии наук РУз, канд. физ.-мат. наук; **Данилова Е.А.**, старший научный сотрудник ИЯФ Академии наук РУз, канд. хим. наук; **Мухамедшина Н.М.**, старший научный сотрудник ИЯФ Академии наук РУз, канд. физ.-мат. наук; **Холматов М.М.**, начальник технического отдела ОАО «Алмалыкский ГМК», канд. техн. наук; **Мироненко В.Н.**, зам. главного инженера медеплавильного завода ОАО «Алмалыкский ГМК»

Существующая мировая статистика свидетельствует о том, что в настоящее время только от 20% до 35% исходного сырья преобразуется в конечный продукт. Примерно 70% на разных стадиях производства и потребления переходят в отходы, которые

в то же время могут быть ценным сырьем, представляющим собой полуфабрикат, переработка которого может быть в несколько раз рентабельней, чем стандартного сырья, конечно, при условии реализации экологически безопасных технологий и

получения при этом высококачественных конкурентоспособных продуктов. В этой связи можно сделать предположение, что XXI век будет в значительной степени посвящен созданию экологически безопасных и, самое главное, малозатратных экономически и технологически обоснованных процессов переработки отходов.

В настоящее время перспективным направлением является применение мембранных технологий для очистки промышленных отходов горно-металлургического производства.

Одной из передовых мембранных технологий являются технологии, основанные на применении ядерных фильтров (трековых мембран). В Институте ядерной физики Академии наук РУз на исследовательском реакторе ВВР-СМ были проведены работы по изготовлению ядерных фильтров (трековых мембран) (рис., табл. 1, 2). Методика получения ядерных фильтров заключается в облучении осколками деления урана ^{235}U различных полимерных пленок в канале исследовательского реактора ВВР-СМ и последующей физико-химической обработки облученной пленки [1]. В ходе обработки облученных полимерных пленок можно получить в них поры с различными диаметрами, от 10 nm до 5 μm . При этом образовавшиеся поры имеют достаточно одинаковые диаметры с точностью 5%, что придает ядерным фильтрам уникальную селективность при фильтрации.

Чтобы оценить возможности применения созданных ядерных фильтров для очистки жидких технологических отходов сернокислотного производства Медеплавильного завода ОАО «Алмалыкского ГМК» совместно с сотрудниками комбината были проведены эксперименты. Выбор объекта исследований был обусловлен большим количеством отходов и экологической актуальностью утилизации отходов АГМК.

При переработке сульфидных медных концентратов по схеме, включающей плавку концентрата на штейн и конвертирование штейна, образующиеся технологические газы с содержанием диоксида серы 5-10% утилизируются в производстве серной кислоты. Перед пода-

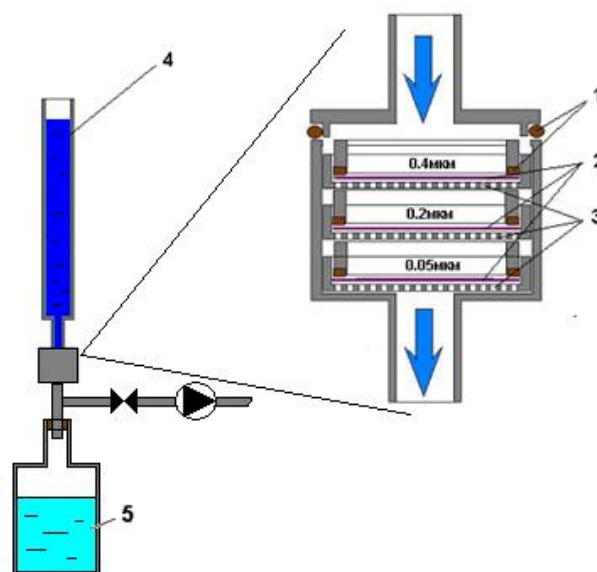


Рис. Экспериментальная установка для комплексной фильтрации, цифрами обозначены: 1 – резиновые уплотнения; 2 – трековые мембраны; 3 – сетки подложки трековых мембран; 4 – стеклянный сосуд высотой 1 м; 5 – очищенный технологический раствор

чей в сернокислотное производство газовая фаза подвергается очистке от грубой и тонкой пыли в циклонах, электрофильтрах и в системе мокрого пылеулавливания сернокислотного цеха [2]. В связи с тем, что основная часть грубой и тонкой пыли остается в системе мокрого пылеулавливания резко снижается эффективность производства серной кис-

Таблица 1

Результаты элементного анализа сернокислотных растворов до и после фильтрации полученные методом инструментального нейтронно-активационного анализа

Элементы	Содержание, элементов в сернокислотном растворе до фильтрации, (g/l)	Содержание, элементов в сернокислотном растворе после фильтрации через мембраны с различными диаметрами пор, (g/l)			Содержание, элементов в растворе промывной кислоты до фильтрации, (g/l)	Содержание, элементов в промывной кислоте после фильтрации через мембранами пор, (g/l)		
		200 nm	400 nm	800 nm		200 nm	400 nm	800 nm
Cu	0.51	0.04	0.08	0.42	0.25	0.022	0.13	0.22
Mg	0.18	0.07	0.09	0.12	0.28	0.05	0.16	0.24
V	$5.4 \cdot 10^{-4}$	$3.2 \cdot 10^{-4}$	$4.8 \cdot 10^{-4}$	$5.1 \cdot 10^{-4}$	$5.6 \cdot 10^{-4}$	$3.7 \cdot 10^{-4}$	$4.6 \cdot 10^{-4}$	$5.3 \cdot 10^{-4}$
Mn	$4.8 \cdot 10^{-3}$	$1.1 \cdot 10^{-3}$	$3.5 \cdot 10^{-3}$	$4.5 \cdot 10^{-3}$	$5.3 \cdot 10^{-3}$	$1.3 \cdot 10^{-3}$	$3.8 \cdot 10^{-3}$	$4.9 \cdot 10^{-3}$
Na	0.098	0.092	0.094	0.097	0.093	0.089	0.091	0.093
Mo	0.015	0.0013	0.013	0.014	0.025	$1.2 \cdot 10^{-3}$	0.017	0.023
Cd	$2.4 \cdot 10^{-3}$	$8.1 \cdot 10^{-4}$	$1.8 \cdot 10^{-3}$	$2.2 \cdot 10^{-3}$	$4.8 \cdot 10^{-3}$	$3.3 \cdot 10^{-4}$	$2.1 \cdot 10^{-3}$	$4.6 \cdot 10^{-3}$
As	0.26	0.018	0.14	0.23	0.11	0.057	0.098	0.11
Re	$3.2 \cdot 10^{-3}$	$3.1 \cdot 10^{-4}$	$1.6 \cdot 10^{-3}$	$2.9 \cdot 10^{-3}$	$1.25 \cdot 10^{-3}$	$1.6 \cdot 10^{-4}$	$1.1 \cdot 10^{-3}$	$1.22 \cdot 10^{-3}$
Ce	$2.1 \cdot 10^{-3}$	$4.4 \cdot 10^{-4}$	$1.8 \cdot 10^{-3}$	$2.0 \cdot 10^{-3}$				
Se	$3.9 \cdot 10^{-3}$	$3.2 \cdot 10^{-4}$	$1.7 \cdot 10^{-3}$	$3.8 \cdot 10^{-3}$				
Cr	$4.4 \cdot 10^{-3}$	$8.2 \cdot 10^{-4}$	$2.7 \cdot 10^{-3}$	$4.1 \cdot 10^{-3}$				
Ni	0.31	0.016	0.14	0.28				
Fe	0.78	0.085	0.48	0.72				
Zn	0.093	0.0089	0.056	0.089				
Co	$2.8 \cdot 10^{-4}$	$1.2 \cdot 10^{-4}$	$1.7 \cdot 10^{-4}$	$2.8 \cdot 10^{-4}$				
Sb	0.015	0.011	0.014	0.015				
Ti	0.068	0.0092	0.043	0.063				

Таблица 2

Результаты элементного анализа сернокислотных растворов до фильтрации и на поверхности ядерных фильтров полученные методом инструментального рентгеноструктурного анализа

Элементы	Элементы, содержащиеся в сернокислотном растворе до фильтрации, (g/l)	Элементы, задержанные на поверхности после фильтрации через мембрану (200 nm), (g/l)	Раствор промывной кислоты до фильтрации, (g/l)	Элементы, задержанные на поверхности мембраны с отверстиями (200 nm) после фильтрации промывной кислоты, (g/l)
Pb	0.35	0.11	0.15	0.08
Cu	0.028	0.009	0.25	0.022
As	0.12	0.07	0.28	0.05
Re	$4.8 \cdot 10^{-4}$	$1.3 \cdot 10^{-4}$	$5.6 \cdot 10^{-4}$	$3.7 \cdot 10^{-4}$
Au	$7.8 \cdot 10^{-4}$	$2.3 \cdot 10^{-4}$	$5.3 \cdot 10^{-3}$	$1.3 \cdot 10^{-3}$
Ba	0.028	$7.8 \cdot 10^{-3}$	0.09	0.009
Ag	$5.6 \cdot 10^{-3}$	$1.3 \cdot 10^{-3}$	0.025	$1.2 \cdot 10^{-3}$
Cd	0.24	0.09	$4.8 \cdot 10^{-3}$	$3.3 \cdot 10^{-4}$
As	0.20	0.018	0.11	0.057
Sb	$3.2 \cdot 10^{-3}$	$1.0 \cdot 10^{-3}$	$1.25 \cdot 10^{-3}$	$1.6 \cdot 10^{-4}$
Te	$5.1 \cdot 10^{-3}$	$1.9 \cdot 10^{-3}$	-	-
I	$3.1 \cdot 10^{-3}$	$9.8 \cdot 10^{-4}$	-	-
Fe	0.91	0.46	0.34	0.13
Zn	0.48	0.18	0.18	0.06

лоты.

Экспериментальная установка. Наши исследования были направлены на очистку растворов серной кислоты и промывной кислоты от тонкодисперсной пыли и других растворенных компонентов.

Для проведения очистки были использованы ядерные фильтры с диаметром пор 200, 400 и 800 nm. Фильтрация проводилась с использованием экспериментальной фильтрационной установки (рис.) [3]. Установка состоит из стеклянного сосуда высотой 1 m для создания давления столба жидкости, из картриджа с трековыми мембранами, и воздушного насоса который создает разрежение, для обеспечения перепада давления ~ 400 mm Hg. В ходе экспериментов процесс фильтрации проводился под воздействием давления столба жидкости и только после длительной фильтрации (после накопления большого количества осадка на поверхности мембраны) для ускорения процесса было использовано разрежение воздуха после ядерных фильтров создаваемое воздушным насосом до давления $7 \cdot 10^4$ Pa.

Особенностью этой установки является то, что она позволяет устанавливать одновременно до трех трековых мембран с различным диаметром пор, что дает возможность, отслеживать какие типы загряз-

нений задерживаются той или иной мембраной.

В качестве сернокислых растворов использованы растворы 8,5% серной кислоты и растворы промывной кислоты, образующейся при мокрой очистке технологических газов сернокислотного производства (цех СК-3) медеплавильного завода АГМК [2]. В настоящее время, промывная кислота является не нашедшим применение продуктом, но в связи с тем, что она имеет одинаковый качественный компонентный состав в сравнении с сернокислотными растворами, представляет интерес извлечение из промывной кислоты различных ценных компонентов. Извлечение этих компонентов позволит решить проблему переработки и утилизации промывной кислоты.

Результаты экспериментов. В

ходе экспериментов для определения элементного состава растворов до и после очистки были использованы методы рентгеноструктурного и нейтронно-анализов [4, 5].

В табл. 1 и 2 приведены результаты анализов элементного состава сернокислотных растворов до и после фильтрации, а также элементный состав осадка вещества на поверхности ядерных фильтров.

Количественные составы элементов в сернокислотных растворах до и после очистки показывают эффективность применения ядерных фильтров для дополнительной очистки технологических сернокислотных растворов.

При этом прослеживается избирательность фильтров с различными размерами пор (200, 400, 800 nm). Избирательные свойства ядерных фильтров могут позволить селективно извлекать из сернокислотных растворов выборочные элементы.

Примечательным является то, что содержание некоторых элементов в растворе после фильтрации уменьшается на порядок. Эти результаты подтверждают высокие потенциальные возможности использования ядерных фильтров для очистки промышленных отходов горно-металлургической промышленности.

Список литературы:

1. Щеглов В.Г. Возможности использования реакторов для изготовления ядерных фильтров. Препринт ОИЯИ 18-82-171, 1982.
2. Лукомская Г.А., Малянов К.А., Халматов М.М., Санакулов К.С., Машенко О.Д. Переработка тонких конвертерных пылей медеплавильного завода ОАО «Алмалыкский ГМК», № 24, 2006, с 23-24.
3. Sh. R. Malikov, V. P. Pikul, E.A.Danilova, N.M. Mukhamedshina, and V. N. Mironenko Application of nuclear filters for purification of technological waste solutions of copper-smelting industry. 6th International Conference (CoNuSS-2008) September 22, 2008. Belgrade, SERBIA p. 45-47.
4. Mukhamedshina N.M., Mirsagatova. Application of X-ray fluorescence for the analysis of some technological materials. Applied Radiation and Isotopes № 63 2005 p. 715-722.
5. Гума В.И., Демидов А.М., Иванов В.А., Миллер В.В. Нейтронно-радиационный анализ. М. Энергоатомиздат, 1984, 64 с.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ БАРАБАНЫХ МЕЛЬНИЦ

Багдасарян М.К., зав кафедрой Электрических машин и аппаратов Государственного инженерного университета Армении, докт. техн. наук

В условиях конкуренции современной рыночной экономики предъявляются высокие требования к себестоимости и качеству продукции. Качественно-количественные характеристики таких продуктов, как металлические концентраты, некоторые строительные и силикатные материалы, в основном, зависят от процесса измельчения. Исходя из вышеизложенного, вопросы повышения эффективности процесса измельчения становятся весьма актуальными.

Эффективность процесса измельчения определяется отношением производительности мельницы к величине потребляемой ею мощности. В свою очередь, производительность мельниц зависит от многих факторов в частности, от [1]:

- характеристик измельчаемого материала;
- конструкций мельницы;
- эксплуатационных условий работы мельницы.

Исследования показали, что, несмотря на достигнутые результаты, имеется некоторый резерв повышения эффективности измельчения путем усовершенствования конструкции мельниц, что и является целью настоящей статьи.

Существующие конструкции обеспечивают не более 40% активного участия мелющих тел в процессе измельчения из числа находящихся в барабане мельницы. Остальные частицы в виде плотного компактного слоя перемещаются в центральной части загрузки, никак не воздействуя на измельчаемый материал [2]. Из вышесказанного следует, что повышенную эффективность процесса измельчения можно обеспечить путем комплексного рассмотрения возможности активизации действия мелющих тел внутри барабана, т.е. путем усовершенствования конструкции мельницы.

Предлагаемая усовершенствованная конструкция мельницы представляет собой металлический барабан с эллипсообразными основаниями с наклоном под углом α относительно горизонтальной оси вращения [3]. При каждом обороте барабана внутримельничная загрузка перемещается не только в поперечном сечении, но и вдоль оси вращения мельницы, обеспечивая высокую производительность измельчения. При таком измельчении положение центра масс загрузки изменяется, что, в свою очередь, вызывает изменение величины потребляемой полезной мощности мельницы.

Очевидно, что производительность мельницы и полезная мощность, потребляемая мельницей, в

большей степени зависят от длины, внутреннего радиуса и угла наклона оси вращения барабана мельниц.

Ставится задача определения оптимальных значений конструктивных параметров мельницы, обеспечивающих максимальную эффективность измельчения.

Математическая формулировка задачи имеет вид:

$$\begin{cases} \dot{y}(x) = \frac{Q(b - b_0)}{P} \rightarrow \max, \\ x = \begin{cases} R \\ L \\ a \end{cases}, \quad R_{\min} \leq R \leq R_{\max}, \quad L_{\min} \leq L \leq L_{\max}, \\ a_{\min} \leq a \leq a_{\max}, \end{cases} \quad (1)$$

где β_0, β – содержание расчетного класса соответственно в исходном и измельченном продуктах, %;

L, R – длина и внутренний радиус барабана мельницы, м;

α – угол наклона барабана относительно оси вращения;

P – мощность на оси барабана мельницы, kW.

Мощность P представляет собой сумму мощности холостого хода, дополнительного расхода мощности на трение в цапфах от веса внутримельничной загрузки и полезной мощности, расходуемой на рабочем пространстве мельницы. Полезная мощность предлагаемой нами усовершенствованной конструкции мельниц определяется с учетом того, что при каждом обороте барабана мелющие тела перемещаются как в поперечном сечении, так и вдоль оси вращения мельницы:

$$P_0 = Vfg\gamma \frac{0,105 \cdot 30 \cdot \sqrt{g}}{\pi \sqrt{R}} \psi \left(\sqrt{I_x^2 + I_y^2} + I_z \right). \quad (2)$$

Здесь f – коэффициент трения; V – объем заполнения мельницы, m^3 ; ψ – скорость вращения барабана в относительных единицах; γ – плотность внутримельничной загрузки, m/m^3 ; I_x, I_y, I_z – расстояние центра тяжести от оси координат x, y, z , m (рис. 1).

Величина объема заполнения мельницы для конструкции рудоразмольной мельницы с углом наклона оси вращения барабана определяется в виде:

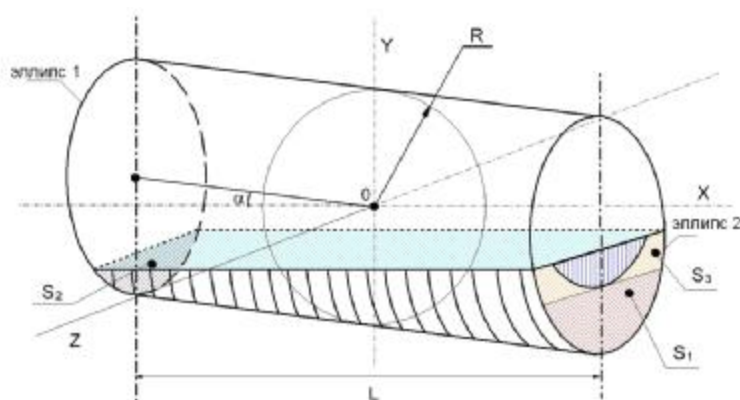


Рис. 1. Расчетная схема объема заполнения мельницы

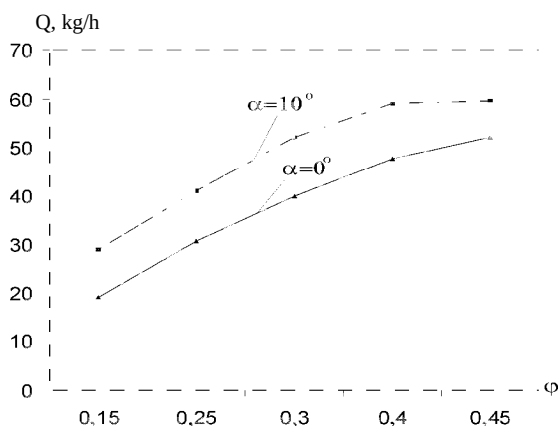


Рис. 2. Зависимость производительности мельницы от коэффициента заполнения

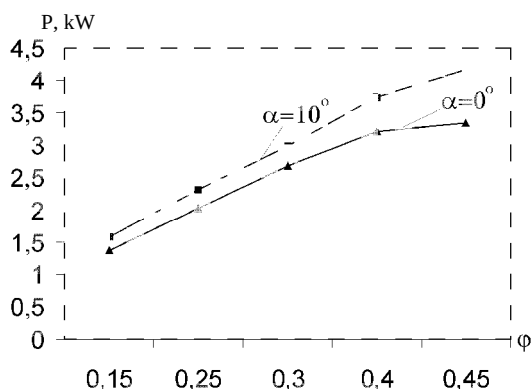


Рис. 3. Зависимость полезной мощности мельницы от коэффициента заполнения

$$V = V_1 + V_2 + V_3 = \int_{S_1}^L \int_0^L dydz \int_0^L dx + \int_{S_2}^L \int_0^L dydz \int_0^L dx + \int_{S_3}^L \int_0^L dydz \int_0^L dx,$$

где S_1, S_2, S_3 - поверхности ограничения.

В результате решения задачи (1) можно получить оптимальные величины конструктивных параметров R, L, α , обеспечивающие повышенную эффективность измельчения по готовому классу для усовершенствованной конструкции рудоразмельной мельницы при заданных характеристиках измельчаемого материала.

Были исследованы известные и разработанные нами усовершенствованные конструкции лабораторных мельниц с прозрачными барабанами. Эксперименты проводились при разных значениях коэффициента нагрузки и скорости вращения барабана.

В качестве известной конструкции использована барабанная мельница с кругообразными основами без наклона ($\alpha = 0^\circ$), а в качестве усовершенствованной конструкции – барабанная мельница с эллипсообразными основами с наклоном под углом $\alpha = 10^\circ$ относительно горизонтальной оси вращения.

Анализ результатов исследования показал, что при увеличении коэффициента нагрузки ϕ с 0,12 до 0,35 удельный расход энергии усовершенствованной конструкции мельницы, по сравнению с известной, уменьшается до 21%, а начиная с $\phi = 0,36$ - увеличивается медленнее. При $\phi = 0,45$ удельные расходы электроэнергии для известных и усовершенствованных мельниц имеют почти равные значения (рис. 2 и 3). Сказанное объясняется тем, что при коэффициенте нагрузки 0,12...0,35 производительность усовершенствованной мельницы, по сравнению с известной конструкцией, повышается в среднем в 1,41 раза, а полезная мощность - в 1,16 раза. Однако начиная с $\phi = 0,36$ производительность постепенно увеличивается.

Установлено также, что с повышением частоты вращения барабана с $\psi = 0,6$ до 0,9 удельный расход электроэнергии мельницы с наклоном под углом α относительно горизонтальной оси вращения барабана сначала возрастает и затем, начиная с $\psi = 0,7$, снижается, а в случае известной конструкции - возрастает (рис. 4).

Дается оценка эффективности измельчения усовершенствованной мельницы относительно известной конструкции. При одинаковом режиме работы соотношение производительности известной Q_1 и усовершенствованной Q_2 конструкций мельниц имеет вид:

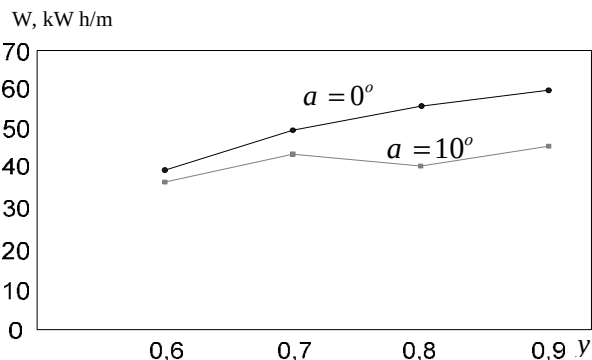


Рис. 4. Изменение удельного расхода электроэнергии в зависимости от скорости вращения барабана

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{k_{p1} P_{01}}{k_{p2} P_{02}}, \quad (3)$$

где k_{p1} и k_{p2} – коэффициенты, характеризующие скорость образования новой поверхности на единицу затрачиваемой мощности, соответственно, известной и усовершенствованной конструкций мельниц;

P_{01} , P_{02} – мощности, потребляемые известной и усовершенствованной мельницами, kW.

Учитывая отношение эффективности из уравнения (3), будем иметь:

$$\vartheta_2 = \frac{k_{p2}}{k_{p1}} \vartheta_1. \quad (4)$$

Эффективность измельчения ϑ_1 , а также коэффициенты k_{p1} и k_{p2} определены из эксперимен-

тальных исследований, проведенных на лабораторной мельнице. Установлено, что эффективность измельчения усовершенствованной мельницы составляет 1,21.

Выводы:

1. Применение усовершенствованной конструкции мельницы за счет повышения производительности обеспечивает уменьшение удельного расхода электроэнергии до 21%.

2. В случае применения усовершенствованной мельницы за счет интенсификации мелющих тел потребляемая мощность превышает установленную мощность привода, что можно предотвратить установлением коэффициента загрузки не более 0,38.

3. Предлагаемая формулировка задачи оптимизации позволяет для данного технико-экономического показателя определить оптимальные конструктивные параметры, обеспечивающие максимальную эффективность измельчения.

Список литературы:

1. Силенок С.Г., Борщевский А.А. *Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций*. – М.: Машиностроение, 1990. – 416 с.
2. Маслаков А.И., Рафиенко В.А. *Оборудование для тонкого измельчения минерального органоминерального сырья // Международный форум "Рациональное природопользование"*. – М., 2005. – С. 243-244.
3. Патент РА N 2270А (АМ). Барабанная мельница / М.К. Багдасарян, А.Л. Маилян, С.М. Мурадян. – Зарегистр. 03.11.2008.

УДК 621.91.24

© Шеров К.Т., Аликулов Д.Е. 2010 г.

УСТРОЙСТВО ДЛЯ КОНТРОЛЯ ФУНКЦИОНАЛЬНО СВЯЗАННЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ НАПРАВЛЯЮЩИХ СТАНИНЫ ТОКАРНЫХ СТАНКОВ

Шеров К.Т., доцент кафедры «Технология машиностроения» КарГТУ, канд. техн. наук; Аликулов Д.Е., профессор кафедры «Технология машиностроения» ТашГТУ, док. техн. наук

Качество продукции в основном зависит от ряда факторов, таких как состояние оборудования, квалификация рабочего, качество исходного материала и др. Между тем, низкие технологические возможности металлорежущих станков приводят к тому, что для достижения требуемой точности и качества поверхности приходится снижать режимы резания, увеличивать количество проходов или операций, без нужды переносить основную тяжесть получения точности на дорогостоящую финишную обработку в частности шабрение. Все это приводит к существенному удорожанию стоимости металлорежущих станков.

Проблемным является большой ручной труд на финишных слесарных операциях. Необходимы исследовательские работы, которые на новой основе и основе достижений по обеспечению точности сборочных слесарных работ последних лет позволили бы решить эту проблему.

К точности функционально связанных поверхностей (ФСП) направляющих станины токарных станков предъявляются весьма высокие требования. На механических предварительных операциях ошибки изго-

товления складываются из ошибок имевших место у элементов технологической системы – станка, приспособления, инструмента и детали. Точность обработки функционально связанных поверхностей можно повышать путём уменьшения ошибок перечисленных элементов технологической системы. Однако такой путь повышения точности имеет экономически обоснованные пределы.

В настоящее время на станкостроительном производстве для контроля ФСП направляющих станины токарных станков таких как 1К62, НТ – 250И (производства ПО «Навоийский машиностроительный завод», г. Навои) и других имеющих призматические выступы применяются устройства типа шаб-

лона [1] и нониусный угломер [2].

Недостатком шаблонов является низкая точность измерения величины угла наклона боковой плоскости призматической направляющей к плоскости направляющей станины станка из-за относительно низкой точности изготовления углов шаблона. Погрешности изготовления углов наклона плоскостей шаблона лежат в пределах $\pm 3'$.

А недостатком нониусного угломера является низкая точность измерения величины угла наклона боковых плоскостей призматической направляющей к плоскости направляющей станины станка из-за отно-

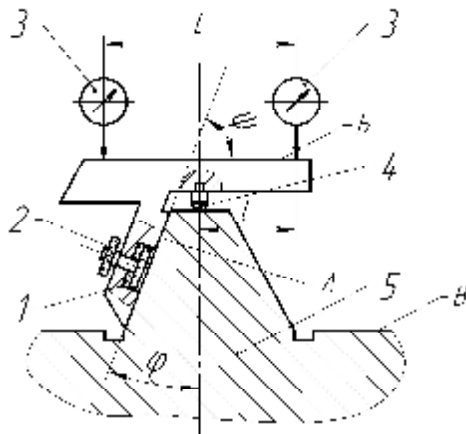


Рис. 1. Устройство для контроля величины угла наклона боковой поверхности призмы направляющей станины станка: 1 – корпус; 2 – магнит; 3 – индикатор часового типа; 4 – опора; 5 – станина; А – контролируемая боковая сторона призмы; В – контрольная плоскость устройства; В – плоскость направляющей станины; L – расстояние, на которое перемещается индикатор часового типа; φ – контролируемый угол призмы; I – I – ось призмы; ψ – угол между плоскостями А и В

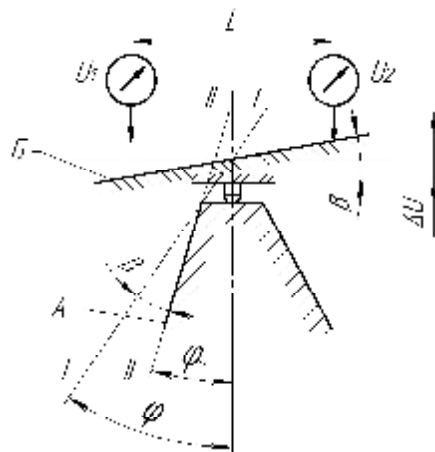


Рис. 2. Схема действительного положения контрольной плоскости устройства относительно его теоретического положения: I – I – теоретическое положение боковой плоскости призмы; II – II – действительное положение боковой плоскости призмы

сительно низкого предела измерения шкалы угломера. Цена деления шкалы нониусного угломера в зависимости от модели лежит в пределах от $58'$ до $1^{\circ}55'$ и, как правило, не превышает $5'$.

Нами предлагается специальное устройство для повышения точности измерения величины угла наклона боковой плоскости призматической направляющей станины токарного станка к плоскости направляющих станка (рис. 1).

На рис. 2, показано действительное положение контрольной плоскости устройства В в зависимости от действительного положения боковой плоскости А призматической направляющей станины станка, угол β равный отклонению действительного угла φ_0 от контролируемого угла φ , u_1 и u_2 показания индикатора 3 в двух относительных положениях.

При измерении угла наклона боковой поверхности призмы станины проблемным является повышение точности измерения величины угла наклона боковой плоскости призматической направляющей к плоскости направляющей станины станка. Указанную цель можно достичь измерением угла наклона боковой плоскости призматической направляющей к плоскости направляющей станины станка по величине отклонения от параллельности контрольной плоскости на устройстве к плоскости направляющей станины станка по формуле:

$$\operatorname{tg} b = \frac{u_1 - u_2}{L},$$

где u_1 и u_2 – показания индикатора часового типа в двух относительно устройства положениях; L – расстояние между точками измерения на контрольной плоскости.

Контроль угла наклона боковой плоскости призматической направляющей станины станка осуществляется в следующей последовательности (рис. 1).

Устройство корпусом 1 устанавливается на призматической направляющей станины 5 станка. С помощью магнита 2 и двух опор 4 обеспечивается устойчивое положение устройства на направляющих станины. Магнит 2 принимает устройство к направляющим станка.

Индикатор часового типа 3 перемещается параллельно плоскости направляющей станины В на расстоянии L. В том случае когда плоскости В и В не параллельны, то индикатор часового типа 3 покажет отклонение от параллельности Δu определяемое по разности показаний u_1 и u_2 по формуле:

$$\Delta u = u_1 - u_2 \quad \Delta u = u_1 - u_2$$

Отклонение Δu будет вызвано отклонением действительного угла φ_0 от контролируемого угла φ , значение которого определяется по формуле:

$$b = \operatorname{arctg} \frac{\Delta u}{L}$$

Применение устройства позволит повысить точ-

$$\beta = \operatorname{arctg} \frac{\Delta u}{L}$$

ность измерения угла φ .

В качестве примера приведём контроль угла призмы для средних токарных станков типа 1К62. Для этих станков можно конструктивно принять $L=100$ mm. При контроле угла φ индикатором часового типа с ценой деления 0,001 mm погрешность $\Delta u=0,001$ mm будет при отклонении угла φ равному $\beta=2,08''$.

Величина равная 2,08'' будет характеризовать точность измерения величины угла наклона боковой плоскости направляющей к плоскости направляющей станка, что намного выше требований к значениям углов призмы.

Выводы:

Применение предлагаемого устройства для контроля угла наклона боковой плоскости призматической направляющей станины токарного станка позволит реализовать следующие преимущества:

- повысить точность измерения углов наклона боковых плоскостей призматических направляющих станков к плоскости направляющих станины;
- повысить требования к точности углов на чертежах деталей;
- снизить трудоёмкость финишных операций обработки плоскостей ФСП прилегания направляющих металлорежущих станков.

Список литературы:

1. В.Д. Мягков, М.А. Палей, А.Б. Романов, В.А. Брагинский Допуски и посадки. Справочник. В 2-х ч./— 6-ое изд., перераб. и доп. — Л.: Машиностроение, Ленингр. отд-ние, 1983. Ч. 2. 448 с., ил.
2. А.С. Васильев. Основы метрологии и технические измерения. М.: Машиностроение, 1988. 363 с.

УДК 621.316.925

© Анарбоев С.А., Муталов А.М., Тошов Б.Р., Лю С.В. 2010 г.

УСТРОЙСТВО ДЛЯ ЗАЩИТЫ ТРЕХФАЗНОЙ ЭЛЕКТРОУСТАНОВКИ ОТ ОБРЫВА ОДНОЙ ИЗ ФАЗ И ПЕРЕГРУЗКИ

Анарбоев С.А., зав. кафедрой «Горная электромеханика» АГМФ НГГИ; **Муталов А.М.**, доцент кафедры «Горная электромеханика» АГМФ НГГИ; **Тошов Б.Р.**, зав. кафедры «Горная электромеханика» НГГИ; **Лю С.В.**, старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» АГМФ НГГИ

Одним из резервов повышения срока службы электродвигателей является использование защитных устройств, отключающих питающую сеть в случае различных аварийных режимов (рис.). Помимо коротких замыканий, причиной выхода из строя электродвигателей является длительная перегрузка или работа на двух фазах при возникновении так называемого неполнофазного режима работы. На горных предприятиях эксплуатируется большое число асинхронных электродвигателей небольшой мощности, у которых защита от перегрузок либо отсутствует, либо имеет неудовлетворительные характеристики. Защита же от неполнофазных режимов совсем не предусмотрена. Это приводит к тому, что при эксплуатации, например, имеет место значительный выход из строя вспомогательных электродвигателей переменного тока. Анализ показал, что повреждения этих электродвигателей происходит чаще всего из-за отсутствия защиты от неполнофазной работы или плохой работы защиты от перегрузок [1, 2].

Питание от сети с изолированной нейтралью определяет способы построения защиты:

- на сравнение углов сдвига фаз между линейными токами электродвигателя или группы электродвигателей (фазочувствительная защита);

- на сравнении мгновенных значений линейных токов.

Каждый из указанных принципов имеет свои достоинства и недостатки. Окончательный выбор способа зависит от конкретных условий работы защитного устройства.

При неполнофазном режиме работа асинхронного электродвигателя с к.з. ротором токи его неповрежденных фаз возрастают по сравнению с симметричным режимом и сдвигаются по фазе. При постоянном статическом моменте токи неповрежденных фаз возрастают, примерно в 1,3–1,5 раза, в

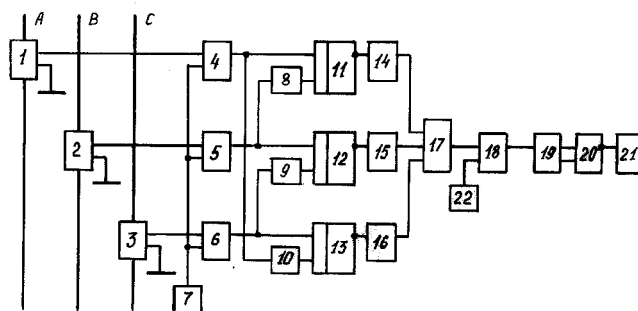


Рис. Устройство для защиты трёхфазной электроустановки от обрыва одной из фаз и перегрузки

результате чего при длительном существовании неполнофазного режима электродвигатель перегревается и выходит из строя.

На рис. приведена функциональная схема устройства для защиты трехфазной электроустановки от обрыва одной из фаз и перегрузки, содержащая датчики тока 1, 2, 3, установленные в каждой фазе питающей сети, три двухвходовых элемента 4, 5, 6, первые входы которых подключены к выходам датчиков тока 1, 2, 3, а вторые входы соединены с выходом блока регулирования порога срабатывания 7 пороговых элементов, логический блок, который выполнен на трех формирователях импульсов 8, 9 и 10 трех RS – триггерах 11, 12, 13, трех ГПН 14, 15, 16, макси - селектора 17, дополнительном пороговом элементе 18, узле задержки 19 и элементе 2И-НЕ 20, причем установочные входы RS – триггеров 11, 12, 13, непосредственно соединены с выходами пороговых элементов 4, 5, 6, соответствующих фаз, а вторые входы – входы сброса через формирователи импульсов 8, 9, 10, подключены к выходам пороговых элементов 4, 5, 6, последующих (отстающих) фаз питающей сети соответственно, при этом инверсные выходы RS – триггеров 11, 12, 13, соединены с входами ГПН 14, 15, 16, выходы которых связаны с входами трехходового макси - селектора 17, выход последнего соединен с первым входом дополнительного порогового элемента 18, а второй вход соединен с выходом блока отстройки порога срабатывания 22, узел задержки 19, вход которого подключен к выходу дополнительного порогового элемента 18, а два выхода соединены соответственно с двумя входами элемента 2И-НЕ 20, исполнительный орган 21, вход которого соединен с выходом элемента 2И-НЕ 20.

Работа устройства, изображенного на рис. осуществляется следующим образом. При работе устройство реагирует на мгновенное значение перио-

дического сигнала. Такое устройство принимает решение мгновенно. Очевидны достоинства и недостатки такого устройства. Быстродействие – это положительное свойство устройства. Но реагируя на мгновенное значение сигнала, устройство подвержено действию высокочастотных помех. Возникновение помех в момент измерения приведет к неверному действию защиты. Для устранения этого недостатка следует обрабатывать сигнал на протяжении пусть небольшого, но конечного отрезка времени. Поэтому при номинальной нагрузке начальная длительность пауз между импульсами напряжений U_{11} , U_{12} и U_{13} должна быть около 150^0 . Этого времени достаточно для полной идентификации контролируемого сигнала.

Цель изобретения - расширение функциональных возможностей устройства для защиты трехфазной электроустановки от обрыва одной из фаз и перегрузки путем контроля суммарных фазных токов группы параллельно работающих двигателей, повышение надежности и удобства эксплуатации. Для достижения указанной цели для защиты трехфазной нагрузки от обрыва фаз и перегрузки в устройство, содержащее датчики тока, установленные в каждой фазе питающей сети, три пороговых элемента выполненные двухвходовыми, первые входы которых соединены к выходам датчиков тока, а ко вторым входам подключен выход блока регулирования порога срабатывания, при этом выходы пороговых элементов связаны с входами логического блока, выход которого через узел задержки и элемент 2И-НЕ соединен с исполнительным органом.

Список литературы:

1. Грейвулис Я. П., Лиелпетерис Э. Я., Путныни В. Я. «Полупроводниковые реле тока и напряжения». М. 1970 г.
2. Гельфунд Я.С. Релейная защита распределительных сетей. Энергоатомиздат, 1987 г.

УДК 621

© Хартлиб П., Франке К., Ишимов А. 2010 г.

ПОЗИСТОРНЫЕ ИЗОБАРНЫЕ ВУЛКАНИЗАЦИОННЫЕ ПРЕССЫ КЛИВ

Хартлиб П., руководитель по продажам и маркетингу NILOS GmbH & Co. KG, Германия; **Франке К.**, начальник отдела сбыта в странах Восточной Европы NILOS GmbH & Co. KG, Германия; **Ишимов А.**, зам. начальника отдела сбыта в странах Восточной Европы NILOS GmbH & Co. KG, Германия

Участок стыковки конвейерной ленты является ее самой слабой частью, это в свою очередь определяет важность качества проводимых стыковочных работ. При стыковке конвейерных лент методом горячей вулканизации требуется обеспечение равномерного распределения давления и температуры по всей стыкуемой поверхности, а также точное автоматическое управление температурой. Обеспе-

чение вышеприведенных условий вулканизационным прессом позволяет достичь наилучшего результата вулканизации.

Как правило, требуемое давление при вулканизации конвейерных лент колеблется от 75 до 150 N/sm^2 в зависимости от типа ленты. На сегодняшний день данное условие обеспечивается различными системами давления, зависящими от типа



Рис. 1. Существующие системы давления вулканизационных прессов

конструктивного исполнения пресса (рис. 1).

Требуемая в процессе вулканизации температура от 145°C до 150°C обеспечивается нагревательными плитами с интегрированным трубчатым нагревательным стержнем либо силиконовой прокладкой. Допустимое отклонение температуры при ее автоматическом регулировании составляет, как правило, $\pm 2,5-3^\circ\text{C}$. Регулирование температуры в данных системах можно разделить на:

- ручное (практически не применяется на сегодняшний день);
- автоматическое с помощью биметаллического выключателя;
- автоматизированное электронное регулирование с помощью датчика термального сопротивления.

Альтернативой существующим прессам подобного назначения и исполнения являются позисторные изобарные вулканизационные presses. Ниже рассмотрены конструктивные особенности принципа позисторных саморегулирующихся керамических нагревателей на примере прессов KLIV (Wagener Schwelm, Германия). Характерной особенностью данных прессов является саморегулирующая система керамических нагревателей, а также принцип унифицированных блоков (рис. 2).

Нагревательная система состоит из отдельных плит шириной 200 мм, укладываемых попарно с обеих сторон вулканизируемой ленты. Нажимные траверсы изолированы от нагревательных элементов слоем специального термоизолирующего материала (стеклопластик). Это позволяет избежать потери тепла и ускорить процесс достижения заданной температуры. Корпус плит герметичен и исполнен из специального алюминиевого сплава. В плиты вмонтированы пластины с интегрированными керамическими нагревательными элементами (рис. 3).

Керамические элементы обеспечивают автоматическое поддержание необходимой температуры за счет своих физических свойств, что позволяет отказаться от применения внешней электронной регулирующей аппаратуры. В нагревательных элементах с возрастанием температуры повышается электрическое сопротивление до тех пор, пока не достигается требуемая температура вулканизации и термодинамическое равновесие. В диапазоне задан-



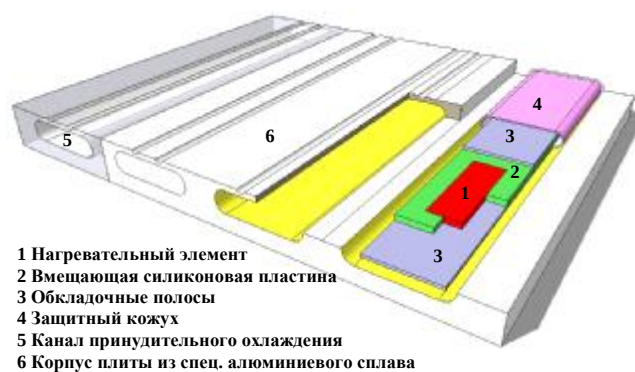
Рис. 2. Вулканизационный пресс КЛИВ шахтного исполнения (взрывобезопасный)

ной температуры происходит отбор только той мощности, которая требуется на компенсацию потерь тепла.

С целью сокращения времени производственного простоя конвейерной ленты вызванного продолжительностью вулканизации, в плитах КЛИВ проложены каналы водяного охлаждения. На каждую плиту приходится один канал принудительного охлаждения расположенного с краю плиты. Охлаждение водой примерно в 3-4 раза снижает время, затрачиваемое на данный процесс (рис. 4).

Плиты снабжены штекерными разъемами для подсоединения электрокабеля через распределитель к сети. Т.к. они саморегулируются, то не требуется никакой регулирующей аппаратуры и соответственно дополнительных электрических цепей управления.

Система обеспечения давления пресса состоит из нескольких независимых друг от друга гидравлических пар нажимных траверс. Каждая траверса снабжена собственной замкнутой гидравлической системой. Гидравлическое давление в системе создается механическим затягиванием стяжных болтов с обоих концов верхних и нижних траверс. По сравнению с известными системами гидравлического давления в данном прессе отпадает необходимость использования насосов, шланговых соединений, а также гидросоединений, что исключает воз-



- 1 Нагревательный элемент
- 2 Вмещающая силиконовая пластина
- 3 Обкладочные полосы
- 4 Защитный кожух
- 5 Канал принудительного охлаждения
- 6 Корпус плиты из спец. алюминиевого сплава

Рис. 3. Конструкция плиты КЛИВ

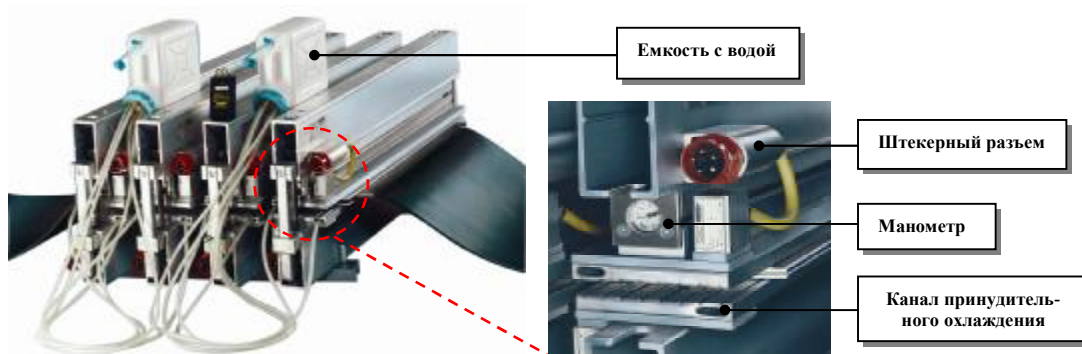


Рис. 4. Нагревательно-охлаждающие плиты КЛИВ

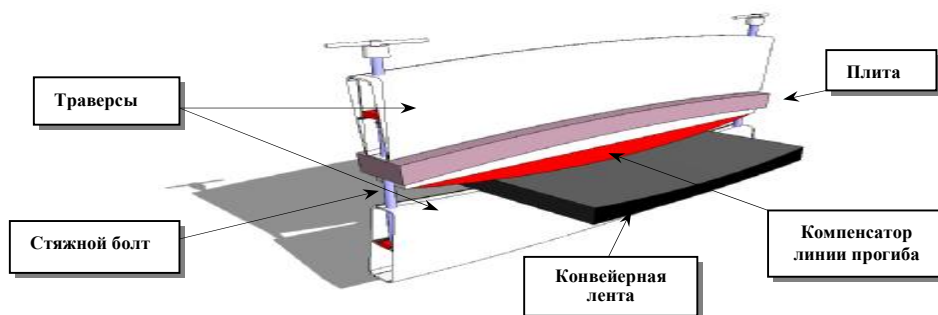


Рис. 5. Принцип работы компенсатора давления



Рис. 6. Вулканизационный пресс КЛИВ Модуль

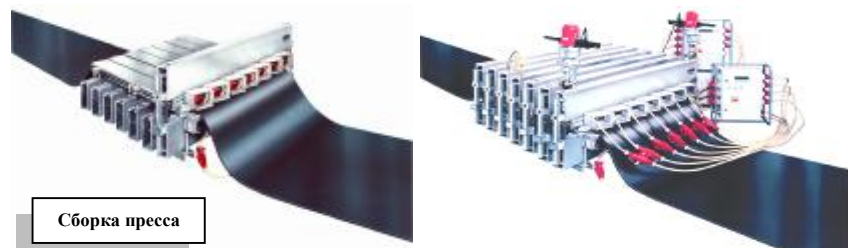


Рис. 7. Вулканизационный пресс КЛИВ Комби

возможность появления утечек или других неисправностей в гидросистеме. В нижней части верхней траверсы расположены гидравлические нажимные элементы. Они равномерно распределяют создаваемое механическим способом гидравлическое давление благодаря встроенным компенсаторам линий прогиба. При наложении гидравлического усилия происходит упругая деформация траверсы, выравниваемая компенсатором линии прогиба.

В силу того, что форма компенсатора соответствует вызванному давлением изгибу траверсы в процессе вулканизации, прижимное усилие на стыкуемой поверхности ленты распределяется равномерно (рис. 5).

В прессах традиционного исполнения, нагревательные плиты помимо роли источника температуры при вулканизации лент, являются передаточным и распределительным звеном между элементами давления

вулканизационного пресса и лентой. Соответственно корпус нагревательной плиты должен обладать требуемым пределом прочности на изгиб и сжатие, что диктует применение высокопрочных сплавов. Это в свою очередь влияет на удельный вес плиты. Элементы пресса КЛИВ в силу конструктивных особенностей легко транспортируются, просты в монтаже и обращении, что играет большую роль, поскольку работы по стыковке в основном проводят непосредственно на месте эксплуатации конвейерной ленты и в большинстве случаев приходится переносить, монтировать и демонтировать вулканизационный пресс вручную.

По компоновке плит пресса делятся на модульные и комбинированные. В модульных прессах КЛИВ нагревательно-охлаждающие плиты прочно объединены в единую конструкцию. Данные пресса применимы для вулканизации конвейерных лент шириной от 400 до 1600 мм (рис. 6).

В комбинированных прессах КЛИВ плиты и траверсы выполнены как отдельные элементы. Исполнение такого пресса позволяет применять его при вулканизации ленты шириной до 3200 мм (рис. 7).

Нагревательные элементы не требуют ухода и в высшей степени надежны в работе. В случае повреждения элемента и выхода его из строя его заменяют запасным. В то время как в стандартных вулканизационных прессах даже небольшое повреждение означает остановку всего пресса.

Таким образом, применение позисторных саморегулирующихся керамических нагревательных элементов и системы выравнивания давления в прессах КЛИВ позволяет решить проблему давления и температуры при вулканизации конвейерных лент.

КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ МАГНИТНОЙ ФРАКЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД, ОБРАБОТАННЫХ В СВЧ ПОЛЕ

Худайбергенов У., зав. лабораторией благородных и редких металлов ИЯФ АН РУз, док. техн. наук; **Колесник В.Г.**, старший научный сотрудник лаборатории релятивистской ядерной физики ИЯФ АН РУз, канд. техн. наук; **Улугмурадов С.Э.**, младший научный сотрудник лаборатории релятивистской ядерной физики ИЯФ АН РУз; **Урусова Е.В.**, старший научный сотрудник лаборатории релятивистской ядерной физики ИЯФ АН РУз, канд. техн. наук; **Хисамутдинов А.Ф.**, инженер лаборатории релятивистской ядерной физики ИЯФ АН РУ

Основная масса магнитной фракции состоит из сульфидного железа. Магнитная фракция содержит заметное количество золота. Существующая технология извлечения золота путем цианирования не пригодна для магнитной фракции. При цианировании расходуется большое количество цианистого раствора, извлечение золота низкое и не превышает 30-40%. Полнота цианирования магнитной фракции не происходит из-за присутствия сульфидного железа. В связи с этим необходимо растворить сульфидное железо. Одним из путей растворения железа является кислотная обработка. Для изучения возможности удаления железа из магнитной фракции и повышения концентрации золота нами приготовлены растворы соляной кислоты в следующих концентрациях, М/л: 10, 20, 35, 40. Подготовили шесть проб, содержащих по одному грамму магнитной фракции и облучили в горизонтальном канале реактора в течение 10 мин. После трехдневной выдержки пробы поместили в стаканы и добавляли по 5 г необлученной пробы, перемешивали и измеряли радиоактивность золота-198 на многоканальном анализаторе. Затем в каждую облученную пробу добавляли М/л: 4, 6, 8, 10, 12 раствора соляной кислоты и следили за процессом растворения магнитной фракции при комнатной температуре, затем подогреванием на электрической плитке до прекращения растворения проб (рис. 1). Раствор отделяли от нерастворившейся части проб, остаток промывали два раза горячей (60°C) водой и измеряли.

Промывные растворы объединяли с основным раствором, осторожно упаривали до влажных солей и измеряли. По разности радиоактивности пробы до и после обработки кислотой определяли степень потери золота. Полученные данные приведены в табл.

Подобные опыты проведены с азотной и серной кислотами. Из приведенных в табл. результатов измерения золота-198 в растворе видно, что при обработке магнитной фракции кислотами (соляной, азотной и серной), потери Au-198 не превышают 15-23%, 12-26%, 14-28% соответственно. При увеличении концентрации кислот, особенно соляной, вес магнитной фракции уменьшается на 70-80%. Надо отметить, что при взаимодействии магнитной фракции с азотной кислотой происходят окислительно-восстановительные реакции. В процессе этих реакций выделяются окислы азотной кислоты, а при действии соляной и серной кислот выделяется сероводород. Поэтому эксперименты с магнитной фракцией необходимо проводить в вытяжном шкафу.

Обработка магнитной фракции в СВЧ поле. С целью повышения эффективности растворения магнитной фракции, пробы перед разложением кислотами обрабатывали на установке СВЧ при различном времени. Установка СВЧ разработана для сульфидного сырья, для промышленного использования [1].

При этом цвет проб изменялся, и они становились сравнительно рыхлыми. При облучении суль-

Таблица

Результаты концентрирования золота из магнитной фракции сульфидной руды путем удаления железа при действии кислот: HCl, HNO₃, H₂SO₄.

Концентрация кислот, М/л	HCl			HNO ₃			H ₂ SO ₄		
	Радиоактивность Au ¹⁹⁸ до удаления железа, имп./мин	Радиоактивность Au ¹⁹⁸ после удаления железа, имп./мин	Степень потери золота, %	Радиоактивность Au ¹⁹⁸ до удаления железа, имп./мин	Радиоактивность Au ¹⁹⁸ после удаления железа, имп./мин	Степень потери золота, %	Радиоактивность Au ¹⁹⁸ до удаления железа, имп./мин	Радиоактивность Au ¹⁹⁸ после удаления железа, имп./мин	Степень потери золота, %
2	1470	1323	10	1885	1697	10	1664	1498	10
4	1535	1299	15	1943	1600	12	1576	1198	14
6	1469	1174	20	1676	1340	20	1767	1468	17
8	1241	1000	20	1643	1314	20	1335	1068	20
10	1625	1325	21	1484	1107	22	1248	950	24
12	1961	1484	23	1476	1100	23	1776	1300	27

фидов в СВЧ поле было замечено выделение серы. Вес магнитной фракции увеличивался. Это можно объяснить присоединением кислорода из воздуха. Изучение фазовых превращений методом рентгенографии на дифрактометре ДРОН-3М показало появление элементарного железа. Кремнезём в исследованных образцах частично становится аморфным, отсутствует пространственная организация (упорядочение) на больших расстояниях (до ~ 10 nm, запись в малоугловой области проводили с $2\theta=1$ град, что соответствует межплоскостному расстоянию d около 90 Ангстрем). Под действием СВЧ поля происходит увеличение магнитной восприимчивости и разложение сульфидных соединений. Наблюдается изменение фазовых состояний и перестройка доменной структуры. После разложения сульфидов золота, находящегося в ассоциации с железом и серой, освобождается. После обработки в СВЧ поле элементарное железо и золото выщелачиваются в кислотах. Основное влияние на фазовые переходы типа $\text{Fe}_2\text{O}_3 \leftrightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ оказывается магнитной составляющей СВЧ поля, которая изменяет магнитную восприимчивость железа. Магнитная составляющая электромагнитной волны обладает свойством ввода и концентрации магнитной энергии, что приводит к образованию замкнутого тока и перехода энергии

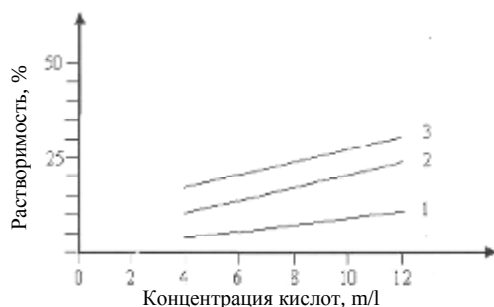


Рис. 1. Растворимость магнитной фракции в кислотах в зависимости от их концентрации: 1- H_2SO_4 ; 2- HNO_3 ; 3- HCl

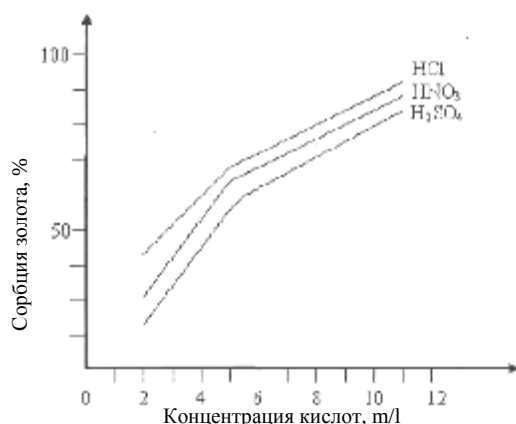


Рис. 2. Зависимость сорбции золота анионитом AM-2Б от концентрации кислот: количество золота в растворе 10^{-6} g/ml

поля в тепловую энергию инфракрасного диапазона. При исследованиях сульфидных соединений молибдена также замечено резкое повышение температуры, развал сульфидного соединения и повышение магнитных свойств молибденита [2]. Такие свойства проявляются при температуре 400-900°C и влияют на скорость фазового перехода di/dt . Изменение магнитных свойств сульфидов является закономерностью, проявляющейся при фазовых переходах в магнитных волнах и могут быть резонансными.

Возможность сорбционного отделения золота от железа в условиях статик. Для этого было подготовлено шесть стаканов, содержащих по 10 ml раствора соляной кислоты с концентрацией M/l: 2; 4; 6; 8; 10; 12, содержащих золото-198. Измеряли радиоактивность содержимого каждого стакана. В каждый стакан добавляли по одному грамму анионита AM-2Б и контактировали на электрической мешалке в течение 1 h. После чего смолу отделяли, измеряли радиоактивность Au-198 в растворах и по разности импульсов до и после сорбции определяли степень сорбции золота анионитом AM-2Б. Сорбционное концентрирование золота анионитом AM-2Б проводили из азотнокислых и сернокислых растворов. Результаты сорбции приведены на рис. 2. Из приведенных данных видно, что микроколичество золота из кислых (2н) растворов почти полностью сорбируется анионитом AM-2Б. При этом наиболее высокая степень сорбции золота наблюдается из сернокислых растворов. Ввиду этого было изучено влияние ионов железа (Fe^{3+}) на сорбцию золота. Для этого приготовлено шесть стаканов, содержащих 10; 20; 30; 40; 50; 60 mg/ml железа, среда 2н H_2SO_4 и радиоизотоп золота-198. В растворы добавляли по 100 mg анионита AM-2Б в сульфат-форме и контактировали в течение 1 h, после чего анионит отделяли, водную фазу измеряли. Результаты эксперимента приведены на рис. 3. Из приведенных данных видно, что с повышением концентрации железа в растворе снижается сорбируемость золота анионитом AM-2Б. Наиболее заметное снижение сорбции золота наблюдается при



Рис. 3. Зависимость сорбции золота от концентрации железа: количество золота в растворе $5 \cdot 10^{-7}$ g/ml, среда 2н H_2SO_4

содержании железа в растворе более 50 mg/ml. Определена динамическая обменная ёмкость анионита по золоту. Для этого приготовлена колонка $h=10$ см, $d=0,5$ см. В колонку 100 mg анионита АМ-2Б в сульфатной форме. Подготовленный 2н раствор серной кислоты, содержащий 0,01 mg радиоизотопа Au-198, пропускали через анионит со скоростью 5 капель в минуту до насыщения по золоту, который определяли по проскоку радиоизотопа золота. При этом ёмкость анионита АМ-2Б по золоту составила 2 mg/g. Десорбция золота осуществляется известным методом.

Как видно из наших исследований, удалить железо действием кислот полностью не удастся. С увеличением концентрации кислот нарастают потери золота. Извлекаемость его при этом не увеличивается. Золото в ассоциации с железом в сульфидах без СВЧ обработки полностью не извлекается. При содержании в растворе железа более 50 mg/l снижается сорбция золота, что приводит к необходимости снижения концентрации рабочих растворов в технологических режимах.

Обработанные в СВЧ поле пробы подвергались облучению на атомном реакторе. Облученные пробы растворяли в смеси растворов соляной и азотной кислот (3:1). Отношение пробы к кислотам составляло Т:Ж= 1:4; 1:5; 1:6; 1:7; 1:8; 1:9; 1:10. При этом определено, что наиболее эффективное растворение проб происходит при соотношении 1:8 и 1:10; температура растворения 100-110°C, время растворения 90 min. Образовавшийся раствор отделяли от не растворившейся части пробы. Остаток промывали водой, промывные растворы присоединяли к основным растворам, упаривали на электрической плитке до влажных солей и измеряли. По результатам измерения определено, что магнитная фракция и золото полностью растворяются в смеси соляной и азотной кислот, так как при измерении нерастворенной части пробы не обнаружено радиоактивного радиоизотопа золота-198, а всё радиоактивное золото-198 оказалось в сухом остатке раствора.

Таким образом, изучена методика полного извлечения золота из магнитной фракции сульфидов и концентрация его на анионите.

Список литературы:

1. В.Г. Колесник, Е.В. Урусова и др. «Способ извлечения благородных металлов из руд» // Патент РУз № IAP 02174 от 25.04.2002 г.
2. В.Г. Колесник, Н.Н. Мухтарова, Е.В. Урусова и др. «Исследование влияния электромагнитного поля сверхвысокочастотного диапазона на молибденовый концентрат» //Цветные металлы, 2001, №12, С.99-102.

УДК 669.223.4

© Ахмаджанов У.М., Абдурахмонов С.А., Бабаев Ш., Холикулов Д.Б. 2010 г.

ПОДГОТОВКА СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ ГЛИНИСТЫХ РУД К КУЧНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ

Ахмаджанов У.М., начальник ОПУ «Высоковольтный»; **Абдурахмонов С.А.**, зав. кафедрой «Металлургия» НГГИ, докт. техн. наук, профессор; **Бабаев Ш.**, старший преподаватель НГГИ; **Холикулов Д.Б.**, декан Химико-металлургического факультета НГГИ, канд. техн. наук, доцент

Как известно, многие месторождения Кызылкумского региона являются кварцево-глинистыми рудами [1] и содержание глинообразующих веществ иногда достигает до 30-40%.

Глинистые руды при выщелачивании перемешиванием усложняют процесс за счет трудносушаемости и труднофильтруемости пульпы, а при выщелачивании просачиванием глинистых руд процесс усложняется плохопросачиваемостью растворов через слой руды и неустойчивостью кучи.

Кроме того, в обоих случаях за счет частичной сорбции ионов металлов глинообразующими минералами (каолинит, мантиморилонит, баделлеит, гидрослюда) общее извлечение благородных в растворе падает.

Обычно кучному выщелачиванию подвергают руду после дробления ее до 10-3 mm крупности в

зависимости от размера частиц благородных металлов. При дроблении руды с высоким содержанием глинистых пород образуются мелкие илы. Илы при кучеобразовании и орошении кучи раствором мигрируют (скатываются) вниз, заполняя зазоры между крупными частицами, уплотняют их и таким образом, слой становится водонепроницаемым. Накопление раствора внутри кучи приводит к нестабильности уложенной руды, может произойти оползень слоя.

В связи с этим нами изучено поведение глинистых пород при дроблении и при орошении кучи раствором.

Дробление руды осуществлялось в лабораторной щековой дробилке. После дробления изучался гранулометрический состав руды (табл.).

Из табл. видно, что при уменьшении степени

Таблица

Гранулометрический состав руды

№	Степень дробления, mm	Выход классов, %		
		-1,0-00 mm	в том числе	
			-0,14- 00 mm	-0,074- 00 mm
1	-12 mm	33,0	17,17	13,13
2	-8 mm	39,0	18,41	14,04
3	- 5 mm	48,0	22,35	17,40

дробления выход мелких классов увеличивается и выход класса – 1,0 mm достигает 48%, в том числе выход класса – 0,074 mm составляет 17,4%.

Для изучения поведения при кучном выщелачивании дробленной руды до крупности – 5,0 mm, весом 50 kg содержащей 1,37 g/t золота, 156, 14 g/t серебра, поместили в перколятор объемом 40 l ($D=0,17$, $H=1,5$ m). Руду орошали капельным способом с цианистым раствором, концентрацией NaCN 0,06%. Расход раствора при орошении составлял 10-12 l/m²·ч или 226 ml/h на колонну. Скорость просачивания раствора впервые 2-3 h составляла 1,7-1,5 см/h, затем начала снижаться и через сутки вообще перестала просачиваться. Это объясняется тем, что мелкие глинистые частицы сползают в нижнюю часть перколятора, образуют плотный слой и не пропускают раствор. Извлечение серебра составляет 30%.

Ясно, что с таким содержанием мелких классов в руде проводить кучное выщелачивание неэффективно. Поэтому нами исследовался процесс оком-

кования руды с добавкой цемента в установке сконструированной нами (рис. 1).

Установка состоит из загрузочного желоба (1), куда подается руда, цемент и раствор цианистого натрия, окомковательный вращающийся барабан (2), катающего (3) и упорного (4) роликов. Барабан вращается за счет вращения катающего ролика, ролик приводился во вращение при помощи электродвигателя (8) через ременную передачу (5).

Изучали качества гранул полученных из руды, дробленной до – 5 mm в зависимости от скорости вращения барабана, от количества добавки цемента, извести и от расхода раствора.

Результаты экспериментов показали, что для данного типа руды наиболее удовлетворительными являются: скорость вращения барабана 7-8 об/мин, расход цемента 4 kg/t руды, расход раствора 8-10% от массы руды (щелочность (pH=11) раствора регулировались добавкой в раствор соды или извести). Скорость подачи исходных материалов в барабан составляла 165-170 kg/h (или $\approx 2,7-2,8$ kg/min).

Полученный окатыш, размером частиц 10-12 mm оставили в течение 48 h на открытой площадке цеха, где происходило схватывание руды с цементом, затвердевание гранулы и сушка. Высушенные окатыши имели достаточную механическую прочность, обладающей высокой пористостью и проницаемостью по отношению к цианистому раствору. Содержание золота в окатыше составляло 1,8 g/t, серебра 160 g/t.

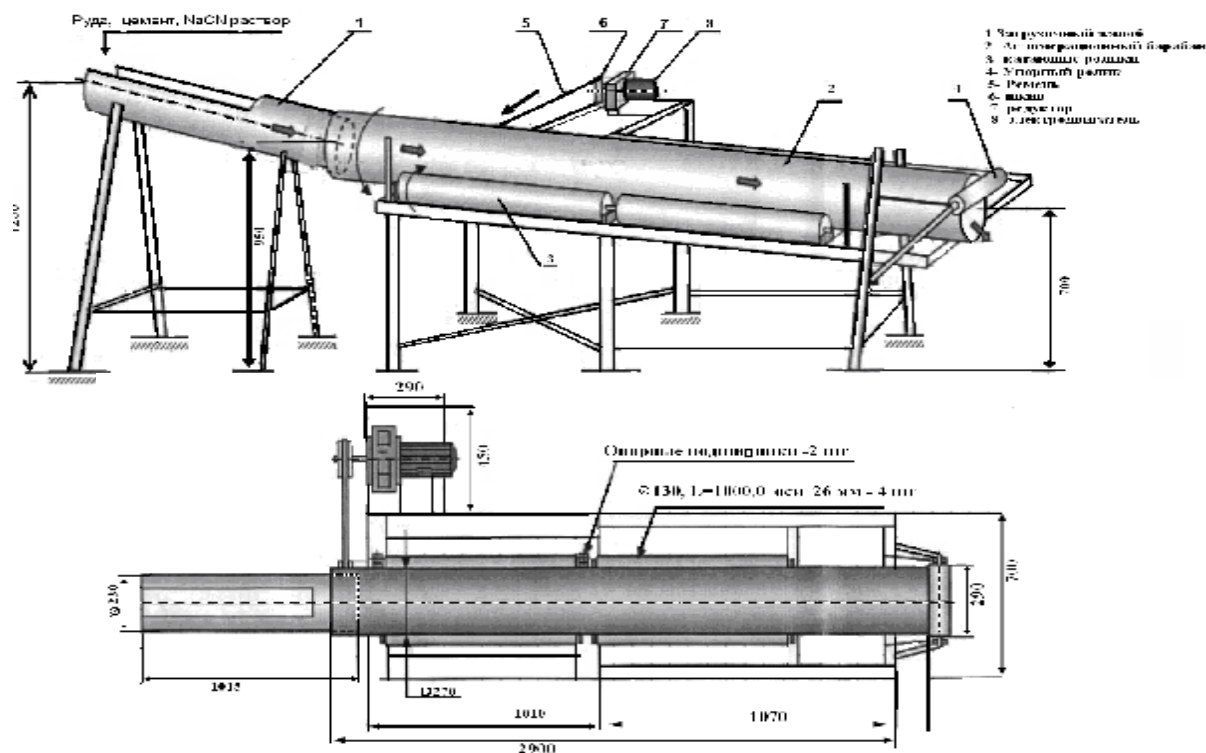


Рис. 1. Установка для окомкования руды

Твёрдый высушенный окатыш весом 240 kg в ручную поместили в перколятор объемом 0,2 m³ (D=0,3 m, H=3,0 m). Перколятор представляет собой цилиндр с коническим дном. В конце нижней части цилиндра установлена металлическая решётка. Над решёткой протянута сетка из синтетического материала с размером отверстия 0,2 mm. Над сеткой уложен ватин, толщиной 2-3 sm. Над ватином протянута синтетическая сетка. В конце нижней части конуса установлен кран (здвижка) для выпуска раствора.

Орошение окатышей производили раствором, содержащим 600 g/m³ NaCN, pH=12, скорость подачи раствора 10 l/m² ч.

Результаты экспериментов показали (рис. 2), что извлечение серебра и золота достигает 80-85% за 27 суток орошения.

Таким образом, перколяционное выщелачивание

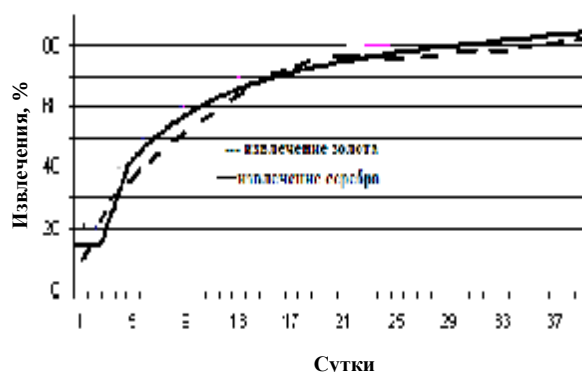


Рис. 2. Зависимость извлечения металлов от продолжительности орошения кучи

окатышей обеспечивает высокое извлечение серебра и золота в раствор за короткое время.

Список литературы:

1. Ахмаджанов У.М., Абдурахмонов С.А., Бабаев Ш., Эрназаров М. извлечение благородных металлов из серебросодержащих руд методом кучного выщелачивания. Горный вестник Узбекистана, 2009. № 4 стр. 80.

УДК 669.312

© Петухов О.Ф., Мустакимов О.М., Кольцов В.Н., Эргашев У.А., Никитанов В.В., Сойилов Ф.Я., Ахатов Н.А., Базаров У.М., Кормин А.В., Крюков М.В., Рузиев Г.М. 2010 г.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОТИВОТОЧНОЙ ДЕКАНТАЦИОННОЙ ОТМЫВКИ КЕКА ВЮХ И ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ СГУЩЁННОГО ПРОДУКТА КОНТУРА ОБОРОТНОГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ НА ГМЗ-3

Петухов О.Ф., главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; **Мустакимов О.М.**, зам. главного инженера НГМК; **Кольцов В.Н.**, директор Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Эргашев У.А.**, главный технолог Северного рудоуправления НГМК; **Никитанов В.В.**, зам. главного технолога Северного рудоуправления НГМК; **Сойилов Ф.Я.**, зам. директора Северного рудоуправления НГМК; **Ахатов Н.А.**, директор ГМЗ-3; **Базаров У.М.**, главный инженер ГМЗ-3 НГМК; **Кормин А.В.**, зам. главного инженера ГМЗ-3 НГМК; **Крюков М.В.**, главный технолог ГМЗ-3 НГМК; **Рузиев Г.М.**, руководитель группы ЦЗЛ ГМЗ-3 НГМК

В соответствии с проектом кек ВЮХ отмывают от растворённых примесей — мышьяка, железа, сульфатов, серной кислоты, методом противоточной декантационной отмывки. В процессе освоения технологии противоточной декантации (ПТД) были отмечены случаи ухудшения работы передела, выразившиеся в резком снижении скорости осаждения твёрдой фазы и появлении мути в сливе сгустителей. Особенно заметно это наблюдалось в сгустителе ПТД-1 (первый сгуститель из трёх по ходу отмываемого биокека). В свою очередь появление мути влекло за собой увеличение содержания золота в сгущенных нейтрализованных продуктах контура оборотного водоснабжения (КОВ). В глухоупаренных нейтрализованных известняком пробах сгущенного продук-

та КОВ содержание золота составляло 0,5-1,2 g/t (в среднем 0,6-0,8 g/t).

Целью работы явилось:

- установление причины снижения скорости осветления и разработка способа повышения скорости осветления, получения чистых сливов и, как следствие, снижение потерь золота со сгущенным продуктом КОВ;
- снижение потерь золота со сгущенным продуктом КОВ путём его доизвлечения (табл. 1-13).

В результате набора статистических данных методом пассивного эксперимента была установлена прямая зависимость ухудшения осветления слива ПТД-1 с ростом pH жидкой фазы. Так, при повышении pH жидкой фазы во вторичных реакторах до pH

Таблица 1

Влияние pH жидкой фазы пульпы на скорость осаждения и чистоту верхнего слива (данные пассивного эксперимента)

Проба	pH	Скорость осаждения, м/ч	Состояние верхнего слива
Пульпа – питание сгустителя ПТД-1	2,02	0,44	Нет фронта осаждения
	1,86	0,55	Нет фронта осаждения, слив мутный
	1,54	0,95	Фронт чёткий, слив мутный
	1,33	1,16	Фронт чёткий, слив прозрачный

римента, представленными в табл. 1.

Примечание: расход флокулянта «прайстол» (0,05%-ный раствор) составил 60 g/t.

Как видно из данных табл. 1, хорошие результаты по осветлению пульпы достигаются при pH 1,33. Для подтверждения полученных путём пассивного эксперимента данных были проведены исследования по влиянию pH водной фазы пульпы, поступающей в сгуститель ПТД-1, на показатели сгущения и состояние верхнего слива. В исследованиях использовали производственную пульпу, поступающую в сгуститель ПТД-1, которую подкисляли серной кислотой до заданных значений pH. Расход флокулянта «прайстол» (0,05%-ный раствор) в данной серии экспериментов составил 90 g/t.

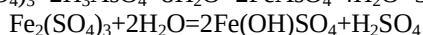
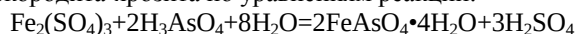
Таблица 2

Показатели по сгущению пульпы и состоянию верхнего слива

№ п/п	pH	Т:Ж (исх.)	Т:Ж (кон.)	Скорость сгущения, м/ч	Удельная производительность сгущения, т/м²·сут	Удельная площадь сгущения, м²/т·сут	Верхний слив
1	1,35	1:17	1:2,5	1,68	2,67	0,36	Прозрачный
2	1,40	1:17	1:2,4	1,68	2,70	0,36	Прозрачный
3	1,52	1:17	1:2,1	1,46	2,45	0,45	Мутный
4	1,62	1:17	1:2,5	1,20	1,93	0,50	Мутный
5	1,82	1:17	1:2,1	0,73	1,32	0,85	Мутный со взвесями
6	2,00	1:17	1:2,0	0,57	0,98	1,02	Мутный со взвесями

1,40-1,45, пульпа биокека, поступающая на отмывку, разбавляется промывной водой в ПТД-1, и pH жидкой фазы возрастает до pH 1,80-1,86. При этом наблюдается резкое ухудшение осветления пульпы и образование мути в верхнем сливе ПТД-1.

Причиной ухудшения осветления и образования мути явился гидролиз солей железа (+3) в жидкой фазе пульпы с образованием коллоидного раствора скородита-ярозита по уравнениям реакций:



В результате образования коллоидного раствора арсената и оксисульфата железа вязкость жидкой фазы возросла, что резко снизило скорость осаждения шламовой фракции кека BIOX.

Это подтверждается данными пассивного экспе-

римента, поступающей в сгуститель ПТД-1, до pH=1,35-1,40 обеспечивает приемлемые показатели по сгущению пульпы и хорошее качество верхнего слива.

Получение прозрачного верхнего слива ПТД-1 положительно отражается на концентрации золота в стоках и, как следствие, на его содержании в нейтральном известняком сгущённом продукте разгрузки КОВ. Об этом убедительно свидетельствуют данные табл. 3.

Результаты исследований позволили разработать и внедрить технологию подкисления пульпы биокека, поступающей на противоточную декантацию, до pH=1,3-1,4, что позволило получать чистый верхний слив ПТД-1 и, как следствие, снизить содержание золота в сгущённом продукте КОВ.

Исследования по снижению потерь золота со сгущённым продуктом КОВ проводили в нескольких направлениях.

1. Извлечение золота из слива ПТД методом фильтрования проводили на двойном фильтре «синяя лента» с размером пор 0,1 мкм. Под вакуумом отфильтровывали 2 л слива ПТД, фильтр промывали водой, сушили, сжигали, осадок растворяли в царской водке и анализировали на содержание золота методом ААС с предварительной экстракцией аминами. Для расчёта баланса исходную пробу и фильтрат нейтрализовали известью до pH 7, полученные суспензии упаривали досуха и анализировали на содержание золота методом пробирной плавки. Результаты приведены в табл. 4.

Как видно из представленных в табл. 4 дан-

Таблица 3

Влияние pH подкисления жидкой фазы пульпы биокека на показатели осветления и содержание золота в сбросных продуктах при противоточной декантационной отмывке

pH подкисления	Показатели слива	Концентрация золота в сливе, mg/l	Содержание золота в сгущённом продукте КОВ, g/t
1,65	Мутный	0,220	1,0-1,2
1,50	Мутный	0,190	0,9
1,45	Мутноватый	0,180	0,8
1,40	Прозрачный	0,090	0,6
1,35	Прозрачный	0,085	0,5
1,30	Прозрачный	0,085	0,5
1,20	Прозрачный	0,085	0,5

ных, золото из слива ПТД методом «тонкой» фильтрации не извлекается.

2. Извлечение золота на активированном угле проводили путём пропускания 2-х литров слива через колонку с углём (50 ml) со скоростью 5 г/г·ч. По окончании сорбции уголь промывали водой (2 г/г), сушили и определяли в нём содержание золота методом пробирной плавки. Для расчёта баланса исходную пробу и маточник сорбции нейтрализовали известию до pH 7, полученные суспензии упаривали досуха и анализировали на содержание золота методом пробирной плавки. Результаты приведены в табл. 5.

Как видно из представленных в табл. 5 данных, золото из слива ПТД методом сорбции на активированном угле не извлекается.

3. Извлечение золота на углеродном волокнистом материале (УВМ) проводили путём пропускания 2-х л слива через колонку с УВМ (50 ml) со скоростью 5 г/г·ч. По окончании сорбции УВМ промывали водой (2 г/г), сушили и определяли в нём содержание золота методом пробирной плавки. Для расчёта баланса исходную пробу и маточник сорбции нейтрализовали известию до pH 7, полученные суспензии упаривали досуха и анализировали на содержание золота методом пробирной плавки. Результаты приведены в табл. 6.

Как видно из представленных в табл. 6 данных, золото из слива ПТД методом сорбции на УВМ не извлекается.

4. Извлечение золота центрифугированием проводили на лабораторной центрифуге при скорости вращения 3000 г/мин в течение 10 min. Ввиду очень незначительных количеств осадков, образующихся на стенках капсул и сложности их извлечения, содержание золота в них не определяли. Для расчёта баланса исходную пробу и центрифугат нейтрализовали известию до pH 7, полученные суспензии упаривали досуха и анализировали на содержание золота методом пробирной плавки. Результаты приведены в табл. 7.

Как видно из представленных в табл. 7 данных, золото из слива ПТД методом центрифугирования извлекается только на 32,1%.

5. Извлечение золота экстракцией проводили с использованием солянки, 10%-ного триоктиламина (ТОА) в керосине и 10%-ного трибутилфосфата в керосине. При экстракции золота ТОА в раствор вводили соляную кислоту (1 ml/l) для образования комплекса экстрагируемого комплекса $AuCl_4^-$. Экстракцию проводили при соотношении фаз О:В=1:10 и времени контакта 10 min. Разделение фаз осуществляли в делительной воронке. Резэкстракцию проводили раствором 90 г/л тиомочевины и 20 г/л H_2SO_4 при отношении фаз О:В=10:1 и времени контакта 10 min. Разделение фаз осуществляли в делительной воронке, наблюдая за образованием эмульсий в процессе расслаивания фаз. Анализировали концентрацию золота в резэкстракте. Для расчёта баланса исходную пробу и маточник экстракции нейтрализова-

Таблица 4

Результаты по извлечению золота методом фильтрации

Наименование показателей	Единицы измерения	Значения
Содержание золота на фильтре	mkg	Не обнаружено
Содержание Au в нейтрализованной исходной пробе	g/t	0,56
Содержание Au в нейтрализованном фильтрате	g/t	0,56

Таблица 5

Результаты по извлечению золота методом сорбции на активированном угле

Наименование показателей	Единицы измерения	Значения
Содержание золота в угле	g/t	Не обнаружено
Содержание Au в нейтрализованной исходной пробе	g/t	0,56
Содержание Au в нейтрализованном фильтрате	g/t	0,56

Таблица 6

Результаты по извлечению золота методом сорбции на УВМ

Наименование показателей	Единицы измерения	Значения
Содержание золота в УВМ	g/t	Не обнаружено
Содержание Au в нейтрализованной исходной пробе	g/t	0,56
Содержание Au в нейтрализованном фильтрате	g/t	0,56

ли известию до pH 7, полученные суспензии упаривали досуха и анализировали на содержание золота методом пробирной плавки. Результаты приведены в табл. 8.

Как видно из результатов табл. 8, наибольшее извлечение золота (32,2%) наблюдается при использовании 10%-ного раствора ТОА в керосине, однако при этом требуется предварительная дозировка соляной кислоты в исходный раствор (слив), а на стадии расслаивания суспензии наблюдается образование устойчивой эмульсии.

6. Извлечение золота соосаждением с гидроокси-

Таблица 7

Результаты по извлечению золота методом центрифугирования

Наименование показателей	Единицы измерения	Значения
Содержание Au в нейтрализованной исходной пробе	g/t	0,56
Содержание Au в нейтрализованном центрифугате	g/t	0,38
Извлечение золота	%	32,1

Таблица 8

Результаты по извлечению золота методом экстракции

Экстрагент	Содержание Au в нейтрализованном сливе, g/t		Извлечение Au, %	Концентрация Au в экстракте, mg/l	Примечание
	Исходный	Маточник			
Солярка	0,59	0,54	8,5	0,087	
10 % ТОА	0,59	0,40	32,2	0,32	Эмульсия до 10% об.
10 % ТБФ	0,59	0,52	11,9	0,13	

масштабе малоприменяема, вследствие необходимости установки дорогостоящего фильтровального оборудования. Поэтому дальнейшие исследования были направлены на извлечение золота из сгущённого продукта КОВ.

Таблица 9

Результаты по извлечению золота методом соосаждения

Наименование показателей	Единицы измерения	Значения
Содержание Au в нейтрализованной исходной пробе	g/t	0,46
Содержание Au в нейтрализованном фильтрате	g/t	0,16
Извлечение золота	%	65,2
Содержание золота в осадке на фильтре (выход 0,1 g/l)	g/t	91,0

7. Предварительные исследования по извлечению золота из продукта КОВ были проведены методом сорбционного цианирования в режиме: исходная концентрация $\text{NaCN}=200 \text{ mg/l}$, $\text{pH}=11,0$, загрузка смолы 0,5% (в голову процесса); время – 24 h. Результаты приведены в табл. 10.

Таблица 10

Результаты по извлечению золота из продукта КОВ сорбционным цианированием

Наименование показателей	Единицы измерения	Значения
Содержание Au в исходной пробе	g/t	0,56
Содержание Au в хвостах сорбции	g/t	0,10
Извлечение золота	%	82,2
Расход NaCN	g/t	0,4

Как видно из представленных в табл. 10 результатов, сорбционное извлечение золота из продукта КОВ составило 82,2%. Для уточнения режимов извлечения была снята кинетика цианирования продукта КОВ в режиме: $\text{T:Ж}=1:2$, $\text{pH}=10,8$, исходная $[\text{NaCN}]=200 \text{ mg/l}$. Исследования проведены на производственной пробе разгрузки КОВ с исходным содержанием золота 1,6 g/t. Результаты представлены в табл. 11.

сями проводили путём нейтрализации слива ПТД до появления мути (pH 2,5-2,7). После появления мути осуществляли перемешивание суспензии в течение 1-1,5 h для созревания хорошо фильтрующихся осадков. Суспензию фильтровали, осадок промывали водой, сушили, определяли его выход и содержание в нём золота. Для расчёта баланса исходную пробу и фильтрат нейтрализовали известью до pH 7, полученные суспензии упаривали досуха и анализировали на содержание золота методом пробирной плавки. Результаты приведены в табл. 9.

Как видно из представленных данных, уже за 0,5 h извлечение золота составило 81,88%, при максимальном его извлечении 85,63% за 3 h. Кинетика сорбционного цианирования продукта КОВ снята на пробе с исходным содержанием золота 0,42 g/t в режиме: исходная концентрация $[\text{NaCN}]=200 \text{ mg/l}$, $\text{pH}=11,0$, загрузка смолы 0,5% (в голову процесса). Результаты приведены в табл. 12.

Из исследованных методов наибольшее извлечение золота из слива ПТД обеспечивает метод соосаждения. Однако его реализация в промышленном

Как видно из результатов табл. 12, время для извлечения золота методом сорбционного цианирования из продукта разгрузки сгустителей КОВ составляет 2 h, при этом содержание золота в хвостах сорбции составило 0,1 g/t. Таким образом, лабораторными исследованиями установлено, что метод сорбционного цианирования является достаточно эффективным для извлечения золота из продукта разгрузки сгустителей КОВ.

Таблица 11

Кинетика цианирования золота из продукта КОВ

№ п/п	Показатели цианирования			Результаты цианирования					
	Время, h	pH	[NaCN] mg/l	[Au], g/t		E, %	Расход, kg/t		[CNS] mg/l
				исх.	хвосты		NaCN	CaO	
1	0,5	10,6	130	1,6	0,29	81,88	0,51	36,2	19,0
2	1,0	10,5	120	1,6	0,28	82,50	0,51	36,4	30,0
3	2,0	10,5	110	1,6	0,23	85,63	0,51	36,0	38,0
4	4,0	10,5	95	1,6	0,23	85,63	0,51	37,3	43,0
5	6,0	10,5	90	1,6	0,23	85,63	0,51	37,5	46,0
6	8,0	10,5	90	1,6	0,23	85,63	0,55	38,1	49,0
7	15,0	10,5	90	1,6	0,23	85,63	0,55	38,6	49,0

Наиболее целесообразной точкой ввода продукта разгрузки КОВ в процесс сорбционного цианирования являлась подача этого продукта на совместное сгущение с хвостами флотации, их подщелачивание известью непосредственно в сгустителе и последующее направление объединённого сгущённого продукта на сорбционное цианирование.

Были проведены исследования по совместному сгущению хвостов флотации и нижнего слива разгрузки сгустителей КОВ для

оценки возможности их последующего сорбционного цианирования. Исследования проводились на пробах текущей переработки руд ГМЗ-3, показатели сгущения определялись по стандартной методике.

Результаты исследований представлены в табл. 13, из которой видно, что совместное сгущение продуктов в различных

Таблица 12

Кинетика сорбционного цианирования золота

Время сорбции, h	[Au] (исх), g/t	[Au] (хвосты), g/t	[NaCN], mg/l	pH	Расход CaO, kg/t	Расход NaCN, kg/t
2	0,42	0,10	78,4	10,9	87	0,5
4	0,42	0,10	157	10,7	87	0,9
8	0,42	0,10	137	10,4	87	0,9
12	0,42	0,10	118	10,3	87	0,9
16	0,42	0,06	78	10,0	87	0,9

Таблица 13

Результаты по сгущению хвостов флотации и нижнего слива КОВ на ГМЗ-3

Соотношение объемов, ml V _{хвосты} : V _{КОВ}	Показатели сгущения при расходах ПАА														
	ПАА=0,0 g/t					ПАА=15 g/t					ПАА=30 g/t				
	Скорость сгущения, m/h	A, t/m ² .сут.	Ж:Т нач.	Ж:Т кон.	CaO, g/l	Скорость сгущения, m/h	A, t/m ² .сут.	Ж:Т нач.	Ж:Т кон.	CaO, g/l	Скорость, m/h	A, t/m ² .сут.	Ж:Т нач.	Ж:Т кон.	CaO, g/l
1000 : 0	0,09	2,58	1,94	1,05	1,5	0,09	2,45	1,88	1,00	1,5	0,09	2,35	1,99	1,07	1,5
1000 : 0	0,09	2,59	1,94	1,00	4,2	0,09	2,23	1,92	0,95	4,2	0,08	2,53	1,98	1,22	4,2
1000 : 0	0,10	2,60	1,95	1,02	5,7	0,10	2,40	1,97	0,97	5,7	0,11	2,81	2,00	1,06	5,7
1000 : 270	0,10	2,76	1,96	1,13	7,1	0,07	2,30	1,92	1,19	7,1	0,10	2,93	1,98	1,16	7,1
0 : 1000	0,06	2,85	2,12	1,60	30,6	0,04	1,88	2,01	1,50	30,6	0,05	2,07	2,27	1,69	30,6

Примечание:

A, t/m².сут – производительность сгущения;

CaO, g/l – расход извести, необходимый для достижения pH=11;

В жидкой фазе нижнего слива КОВ pH=6,4;

В жидкой фазе хвостов флотации pH=8,0;

Содержание твердого в нижнем сливе КОВ 420 g/l, плотность пульпы = 1260 g/l;

Содержание твердого в хвостах флотации 435 g/l, плотность пульпы = 1275 g/l;

пропорциях не приводит к ухудшению показателей сгущения.

Положительные результаты лабораторных исследований позволили разработать технологическую схему, провести промышленные испытания и внедрить технологию извлечения золота из продукта КОВ путём их сорбционного цианирования.

Дальнейшее развитие технологической схемы на ГМЗ-3, в частности, совершенствование технологии осветления слива ПТД и снижение в нём концентрации золота, показало, что разработанная технология может являться защитной мерой и использоваться только при повышении содержания золота в продукте КОВ.

УДК 622.765.06:622.343

© Абдурахмонов С.А., Тошкодирова Р.Э., Ахмаджонов У.М., Курбонов Ш.К. 2010 г.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ОТХОДОВ ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Абдурахмонов С.А., зав. кафедрой «Металлургия» НГГИ; **Тошкодирова Р.Э.**, ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ; **Ахмаджонов У.М.**, начальник ОПУ «Высоковольтный»; **Курбонов Ш.К.**, старший преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ

Клинкер от вельцевания цинковых кеков является одним из многотоннажных и наиболее ценных отходов цинкового производства, получаемого после вельцевания цинковых кеков, содержащий золото, серебро, медь, цинк, свинец и другие ценные компоненты. Химический анализ лежалого клинкера приведен в табл. 1.

Установлено, что распределение элементов по всему объему лежалых отходов относительно равномерно [1]. Минералогическими исследованиями показано, что основными минералами являются магнетит, гематит, гетит, ярозит, сидерит, металлическое железо (в сумме составляет около 50%), пирит, борнит, халькозин, арсенопирит, пирротин,

Таблица 1

Химический состав лежалого клинкера

Элемент	%	Элемент	g/t	Элемент	g/t	Элемент	g/t
Cu	0,62-4,1	Au	2,5	Co	59-155	Sn	96-285
Zn	0,83-3,56	Ag	380-1030	Bi	3,7-120	Ga	53-138
Pb	2,2	Pd	0,58-3,0	W	57-118	Ge	22-54
Sb	0,38	Pt	0,11-1,23	Mo	37-401	Hg	63-188

арсенопирит, пирротин, галенит, сфалерит (в сумме 10-15%), оксиды, сульфаты, карбонаты кальция, железа, свинца, цинка, меди (в сумме 5%), алюмосиликаты калия, натрия, магния, железа, свинца, меди составляют 20-25% и около 20% углерода.

В настоящее время накопилось около 500 тыс. т лежалого клинкера, который занимает около 100000 м² площади. Ежегодный прирост по АГМК составляет 45-50 тыс. т, в случае ввода в эксплуатацию месторождения Хандизы. Накопление клинкера наносят невосполнимый ущерб окружающей среде из-за проникновения в почву и гидросферу ионов тяжелых металлов (медь, цинк, кадмий, свинец, мышьяк) и других токсичных веществ.

Кроме того, плата за размещение таких отходов и сумма штрафных платежей за загрязнение гидросферы фильтрационными водами отвалов клинкера составляют колоссальную сумму. Совершенно ясно, что подобные расходы не позволят организовать рентабельное производство на заводе до тех пор, пока не будет разработана технология утилизации, отвечающая всем современным экономическим и экологическим требованиям. В связи с этим, разработка рентабельной технологии переработки клинкера является весьма актуальной.

Извлечение ценных компонентов из клинкера рассмотрено в ряде публикаций [2-3]. Ими предлагается переработка клинкера по схеме: магнитная сепарация (с целью извлечения железа) – отсадка - (для извлечения кокса) и из хвостов обогащения извлекать металлы различными методами.

Предпринимались попытки [4] решить проблему на базе использования пирометаллургических приемов (переработка клинкера совместно с медным концентратом в отражательной печи, кислородно-факельной плавки). Следовательно, имели присущие пирометаллургии недостатки: высокая энергоемкость т.е. необходимость затрат энергии для расплавления всей массы клинкера при температуре 1000-1200⁰C и неизбежное загрязнение окружающей среды пылегазовыми выбросами и шлаковыми отвалами.

Комбинированные схемы, основанные на предварительном выделении из клинкера методом механического обогащения концентратов и промпродуктов меди, железа и благородных металлов с последующей их пирометаллургической переработкой то же не увенчались успехом в связи с «размазывани-

ем» ценных компонентов по многочисленным разделительным операциям и продуктам и как следствие, неизбежные потери и снижение извлечения в готовую продукции.

Сотрудниками [3] Всероссийского научно-исследовательского инсти-

тута химической технологии (ВНИИХТ) была разработана комплексная, безотходная технология переработки клинкера гидрометаллургическим путем. Сущность её заключается в последовательном и селективном выделении из измельченного клинкера сначала меди, (цинка) выщелачиванием серной кислотой при нагреве до 60-80⁰C и цементации железным скрапом, затем извлечение золота и серебра из отмытого водой твердого остатка сорбционным выщелачиванием и флотационным выделением угля (коксика) из отвальной пульпы. Технологические показатели технологии высокие: извлечение (в %) золота 80-90, серебра 55-65, меди 90-95, угля 95, угольный концентрат содержит 90% углерода, однако, в технологический схеме не предусматривается извлечение железа. Содержание железа в клинкере около 20% по массе. При кислотной обработке клинкера сначала переходит железо в раствор. Соответственно большой расход кислоты и теряем железо. Кроме того, большая концентрации железа в растворе затрудняет извлечение меди, цинка из раствора. Разработанная безотходная технология переработки клинкера очень громоздкая.

Проводились исследования и опытно-промышленные испытания по переработке отвального клинкера [1]. Дробленый продукт подвергали обогащению методом сухой магнитной сепарации, но по полученным данным можно сделать вывод о нецелесообразности применения этого метода, так как отмечено перераспределение полезных компонентов (Ag, Cu, Pb, Zn, Fe₂O₃) в магнитную и немагнитную фракции. Кроме того, наличие в дробленой пробе значительного количества шламов вызывало налипание тонких частиц на катушке магнита, что обуславливало избирательность процесса.

Опыты на дробленом материале методом отсадки показали, что гравитационное обогащение не позволяет сконцентрировать полезные компоненты в «гравииголовку». Это обусловлено наличием значительного количества тонких шламистых частиц, которые выносятся потоком хвостов отсадки.

Опытами, проведенными по флотации с использованием в качестве сульфидизатора – сернистого натрия, собирателя – бутилового ксантогената и веретенного масла, вспенивателя – Т-80, был получен угольный флотоконцентрат с содержанием углерода 60,56%. Флотационное извлечение в черновой концентрат меди, цинка, серебра и свинца составило (%): 50,3; 44,4; 39,6; 33,4 соответственно.

По полученным результатам было принято решение провести опытно-промышленные испытания по обогащению клинкера методом флотации.

Опытно-промышленные испытания по обогащению отвального клинкера проводились в цехе обогащения Рудоуправления № 2 Навоийского ГК. Основными стадиями технологического процесса были дробление, измельчение и флотация. При дроблении клинкера для подавления выделения пыли проводили орошение, что привело к цементированию и слеживанию клинкера в бункере и вследствие этого к неравномерной подаче на транспортеры. После измельчения клинкер подвергали флотации. Процесс обогащения затруднялся неравномерным измельчением до класса - 0,074 mm, не смогли добиться планируемого показателя по плотности, но несмотря на это были получены следующие результаты: переработали 5288 t медного клинкера (Cu 2,71%), получили 1237,7 t флотоконцентрата (Cu 5,94%), выход хвостов флотации составил 4050,3 t (Cu 1,73%), извлечение меди клинкера в флотоконцентрат составил 51,3% (планировалось 70%).

По данным видно, что достигнуты неплохие результаты. Несмотря на это, есть несколько недостатков, а именно, в разработанной схеме основные металлы подвергающиеся переработке - это медь, золото, серебро, железо и углерод.

Хотя по лабораторным данным (табл. 1) видно, что кроме этих металлов в клинкере находятся и другие металлы, которые необходимо извлечь. Например, платина и палладий, редкие металлы вольфрам, галлий, германий, висмут т.д. До сих пор не проводились научно-исследовательские работы по получению этих элементов, хотя их содержание довольно велико.

В связи с этим проблема разработки технологии переработки клинкера пока еще не снята с повестки дня.

Мы считаем, что необходимо создать комплексную переработку клинкера с выделением вышеназванных элементов. По нашему мнению, для переработки клинкера наиболее перспективным является гидрометаллургический метод, если сначала будет удалено железо. Поэтому нами исследованы процессы извлечения железа магнитной сепарацией.

Объектом исследования настоящей работы явился текущий клинкер цинкового завода АГМК. Химическим анализом установлено, что клинкер содержит, в %: SiO₂-16,42; CaO-6,06; MgO-2,72; Al₂O₃-4,08; Mn₂O₃-0,47; TiO₂-0,21; Fe_{общ}-19,53; Cu-2,2; Pb-0,51; Zn-2,1; As-0,155; S_{общ}-8,39; C-29,55; Ba-2,3; Au-3,2 g/t; Ag-260,27 g/t.

Таблица 2

**Гранулометрический состав клинкера при 1,0 час
измельчения (1 kg клинкер: 6 kg шаров)**

№	Класс, mm	Выход, %
1	-2+1	22,3
2	-1+0,5	67,5
3	-0,5-00	10,2

Таблица 3

Результаты магнитной сепарации клинкера

№	Сила тока J, A	Напря- жение U, b	Выход концентратов		Концен- трация железа, %	Извлечение железа в кон- центрат, %
			В граммах	В %		
1	0,125	95	3,42	1,71	55,82	5,02
2	0,25	140	12,6	6,30	58,40	19,34
3	0,31	180	24,8	12,40	65,25	42,63
4	0,38	210	38,1	19,05	63,14	63,15
5	0,45	255	47,3	23,65	61,31	76,05
6	0,50	295	56,6	28,30	51,42	76,60

Согласно фазовому анализу основными формами цинка в клинкере является: сульфид (45%), силикат (17%), феррит (20%) и окись (18%), свинец в клинкере содержится в следующих формах: металл (40%), сульфид (29%), алюминат (25%), окись и силикат (6%), медь в основном представлена сульфидом (борнит). Степень металлизации меди составляет 22-32%. Железо в клинкере присутствует в форме сульфида, но основная форма представлена металлическим железом. Степень металлизации железа равна 80-90%. Часть железа в виде окислов связана в ферриты и силикаты.

Как известно, в флотоконcentратах крупность частиц составляет 0,074 mm, соответственно и кеки после выщелачивания.

Однако при вельцевании цинковых кеков частицы укрупняются до 100 mm слипанием между собой, ассоциируя друг другом. Для механического разделения компонентов необходимо их измельчать хотя бы до крупности -1,0 mm. Нами изучалась степень измельчаемости клинкера в зависимости от продолжительности и от соотношения массы шаров к массе клинкера, полученные результаты приведены в табл. 2.

Из измельченного клинкера железо извлекалось магнитной сепарацией. Изучалась зависимость извлечения железа и выход концентрата от силы тока, результаты экспериментов приведены в табл. 3.

Таким образом, результаты экспериментов показывают о возможности извлечения железа из клинкера методом магнитного обогащения с получением концентрата с содержанием железа около 60%. Вместе с железом в магнитную фракцию переходят полезные компоненты, в основном золото, серебро, медь, цинк и т.д. Чтобы решить этот вопрос необ-

Таблица 4

**Реакции взаимодействия сульфидов железа с кислотой
без кислорода и в присутствии кислорода**

№	Реакции	ΔG_p Дж/моль
1	$\text{Fe} + \text{H}_2\text{SO}_4 + 1/2\text{O}_2 = \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{O}$	-367,1
2	$2\text{Fe} + 3\text{H}_2\text{SO}_4 + 1,5\text{O}_2 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 3\text{H}_2\text{O}$	-888,3
3	$\text{FeO} + \text{H}_2\text{SO}_4 = \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{O}$	-122,5
4	$2\text{FeO} + 3\text{H}_2\text{SO}_4 + 1/2\text{O}_2 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 3\text{H}_2\text{O}$	-399,3
5	$2\text{FeS} + 3\text{H}_2\text{SO}_4 + 2,5\text{O}_2 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 3\text{H}_2\text{O}$	-986,9
6	$2\text{FeS}_2 + 3\text{H}_2\text{SO}_4 + 5,5\text{O}_2 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 4\text{SO}_2 + 3\text{H}_2\text{O}$	-1786,0

ходимо железосодержащий порошок перевести в раствор с помощью серной кислоты.

Рассмотрены возможные основные реакции

взаимодействия сульфидов железа с кислотой без кислорода и в присутствии кислорода с образованием сульфатов железа. Произведен расчет стандартных значений энергии Гиббса ΔG_p (табл. 4).

Таким образом, все железо переходит в очень редкий и дефицитный продукт, который используется в промышленности в качестве сильного окислителя в переработке золотосодержащего сырья.

В раствор перейдет почти полностью цинк. Золото, серебро и медь останутся в кеке, который уже очищен от железа и возможен его дальнейшая переработка различными способами.

Список литературы:

1. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент. Изд-во Фан АН РУз 2009. 404 стр.
2. Уздебаева Л.К., Турсебеков А.Х.. Технология переработки золото-серебро-свинцово-редкометалльного техногенного месторождения (Медные клинкера цинкового производства АГМК): Тез. докл. юбилейной конференции ИОНАХ АН РУз, Ташкент, май 2003. С 56.
3. Тирковский С.А., Смирнов К.М. Безотходная переработке отвалов клинкера цинковых заводов на товарную продукцию с попутным извлечением золота и серебра. Экология и промышленность России, сентябрь, 2004г. Стр.4-6.
4. Дудник А.Л., Шеров К.С., Холматов М.М., Ваккасов Г.А. Освоение переработки клинкера цинкового производства на АГМК «Горный вестник Узбекистана». 2003 №(13) с.60.

УДК 669.519.2

© Кажикенова С.Ш. 2010 г.

ИНФОРМАЦИОННАЯ ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПЕРЕДЕЛОВ ПРОИЗВОДСТВА НИКЕЛЯ ПО ДИНАМИКЕ ПОВЫШЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ЦЕЛЕВОГО КОМПОНЕНТА

Кажикенова С.Ш., доцент Карагандинского государственного университета, канд. техн. наук

Статья посвящена проблеме комплексного подхода к совершенствованию металлургических процессов. В качестве научной основы такого подхода рассмотрено устранение избыточной неопределенности в технологических операциях по степени их незавершенности и по недостаточному качеству получаемых продуктов. С этой целью предпринят анализ ряда процессов в металлургии цветных металлов на примере технологических операций производства никеля (табл. 1-5, рис. 1-3). При этом широко использовались различные методы исследования, в которых в равной степени учитывалась как строго детерминированная, так и случайная природа изучаемых процессов.

При разработке химико-металлургических процессов и их практической реализации широко используются открытые в XIX веке всеобщие законы сохранения. Так, закон сохранения и превращения

энергии воплощен в началах термодинамики и применяется на практике для составления тепловых балансов процессов. Закон сохранения массы обязательно учитывается в кинетике химических реакций и в материальных балансах процессов. Однако новый и столь же универсальный закон сохранения суммы информации и энтропии (или закон сохранения максимума энтропии), сформулированный в середине XX века, пока что используется только для абстрактного анализа любых сложных систем, но не для конкретных процессов при реализации сложных химико-металлургических схем. Между тем этот закон можно было бы применить для определения баланса между неопределенностью и завершенностью технологических переделов или схемы в целом, то есть для информационного баланса любых производственных процессов.

Алгоритмы вычисления информационной емко-

сти системы, предложенные Шенноном, позволяют выявить соотношение количества детерминированной информации и количества стохастической информации, а тем самым дать возможность определить качественную и количественную оценку определенной технологической схемы. При общей характеристике энтропийно-информационного анализа любых объектов широко используется статистическая формула Шеннона для выражения неопределенности любой системы [1]:

$$H = -\sum_{i=1}^N p_i \log_2 p_i, \quad (1)$$

где p_i – вероятность обнаружения какого-либо однородного элемента системы в их множестве N ; $\sum_{i=1}^N p_i = 1$, $p_i \geq 0$, $i = 1, 2, \dots, N$.

Мы рассмотрели применение данной формулы для количественной оценки неопределенности качества продукта или технологического предела через неопределенность главного элемента системы. В качестве вероятности обнаружения главного элемента технологической системы можно принять его содержание в продукте, выраженное в долях единицы.

Например, это содержание извлекаемого химического элемента в продуктах технологического предела. То же самое относится и к процессу извлечения элемента в тот или иной продукт. Для оценки качества продукта или технологических пределов могут быть в равной степени использованы оба этих показателя – содержание и извлечение.

Таким образом, количество информации будет служить и количественной мерой определенности технологического процесса.

Если $\overline{I(d)}$, $\overline{I(h)}$ – значения информации $I(d)$, энтропии $I(h)$, отнесенные к максимальному значению энтропии по Хартли, и на основании закона сохранения суммы информации и энтропии выполнено условие [2]:

$$\overline{I(d)} + \overline{I(h)} = 1, \quad (2)$$

то относительное значение степени детерминации $\overline{I(d)}$ есть решение уравнения:

$$\overline{I(d)}^n + \overline{I(d)} - 1 = 0,$$

где $n \in \mathbb{Z}, n \geq 0$ – номер уровня организации технологической системы.

Таблица 1

Расчетные оптимальные энтропийно-информационные характеристики в иерархической системе для случая $k = 2, N_0 = 2$

n	$I_n(d)$ бит/эл.	$H_{n(\max)}$ бит/эл.	$d_n = \frac{I_n(d)}{H_{n(\max)}}$	$I_{\sum_n}(d)$ бит/эл.	$H_{\sum_n(\max)}$ ит/эл.	$d_{\sum} = \frac{I_{\sum}(d)}{H_{\sum(\max)}}$
	$2^n \left[1 - \frac{1}{(n+1)!} \right]$	2^n	$\left[1 - \frac{1}{(n+1)!} \right]$	$\sum_{i=0}^n 2^i \left[1 - \frac{1}{(i+1)!} \right]$	$\sum_{i=0}^n 2^i$	$\frac{\sum_{i=0}^n 2^i \left[1 - \frac{1}{(i+1)!} \right]}{\sum_{i=0}^n 2^i}$
0	0	1,0	0	0	1,0	0
1	1,0000	2,0	0,5000	1,0000	3,0	0,3333
2	3,3333	4,0	0,8333	4,3333	7,0	0,6190
3	7,6667	8,0	0,9583	12,0000	15,0	0,8000
4	15,8667	16,0	0,9917	27,8667	31,0	0,8989
5	31,9556	32,0	0,9986	59,8222	63,0	0,9496
6	63,9873	64,0	0,9998	123,8095	127,0	0,9749
7	127,9968	128,0	1,0	251,8063	255,0	0,9875
8	255,9993	256,0	1,0	507,8056	511,0	0,9937
9	511,9999	512,0	1,0	1019,8055	1023,0	0,9969
10	1024,0000	1024,0	1,0	2043,8055	2047,0	0,9984
11	2048,0000	2048,0	1,0	4091,8055	4095,0	0,9992
12	4096,0000	4096,0	1,0	8187,8055	8191,0	0,9996
13	8192,0000	8192,0	1,0	16379,8055	16383,0	0,9998
14	16384,0000	16384,0	1,0	32763,8055	32767,0	0,9999
15	32768,0000	32768,0	1,0	65531,8055	65535,0	1,0
16	65536,0000	65536,0	1,0	131067,8055	131071,0	1,0

Предложенный Шенноном метод исчисления количества информации и энтропии оказался настолько универсальным, что его применение не ограничивается теперь узкими рамками чисто технических приложений. Для конкретного численного выражения степени детерминации и стохастичности рассмотрим формулу Р. Хартли, которая применительно к уровневой имеет вид [3]:

$$H_{n(\max)} = k^n \log N_0, \quad (3)$$

где n – порядковый номер, рассматриваемого уровня, $n \in \mathbb{Z}, n \geq 0$; k – длина кода элементов на каждом уровне иерархической системы; N_0 – число элементов уровня технологической системы, принятого за начало отсчета $n=0$.

Рассмотрим технологическую схему с длиной кода $k = 2$, то есть k в данном случае это выборка из множества – элемент и не элемент, содержащихся в продукте. Технологический смысл этого ограничения сводится к тому, что детерминация системы в первом приближении оценивается по одному какому-то элементу, главному и целевому, например, по никелю, а остальные принимаются в каждом переделе как единый остаток, то есть не элемент (или не никель). Тогда (3) примет вид:

$$H_{n(\max)} = 2^n \log N_0 = 2^n \log_2 2 = 2^n. \quad (4)$$

Принципиально важным преимуществом информационно-информационной оценки качества продуктов или технологических операций является то, что предлагаемый показатель H_n , как и любые энтропийно-информационные величины, можно суммировать,

Таблица 2

Обобщенное содержание никеля в продуктах из окисленных руд на предприятиях России

Передел	Уровень организации	Наименование	Содержание, %	Среднее значение	
				%	дол. ед.
Добыча	0	Руда	1,0-7,0	4,0	0,0400
Обогащение	1	Концентрат	7,0-15,0	11,0	0,1100
Плавка	2	Штейн	15,0-20,0	17,5	0,1750
Конвертирование	3	Файнштейн	76,0-78,0	77,0	0,7700
Обжиг файнштейна	4	Закись никеля	82,4-86,6	85,5	0,8550
Восстановительная плавка	5	Никель	98,1-98,6	98,35	0,9835

тем самым отображая всю систему по этому показателю. Данное свойство аддитивности имманентно присуще энтропии и информации и является основой для выражения закона сохранения их суммы. Следовательно, технологическую неопределенность различных операций в пределах единой технологической схемы можно выразить системным показателем неопределенности:

$$H_{\sum_{n(\max)}} = \sum_{i=0}^n H_i = \sum_{i=0}^n 2^i \text{ бит/эл.} \quad (5)$$

Из формул для детерминированной и максимальной информации следует, что детерминированная $I_n(d)$ и системная $I_{\sum_n}(d)$ составляющие определяются как:

$$I_n(d) = H_{n(\max)} \left[1 - \frac{1}{(n+1)!} \right] \text{ бит/эл.,}$$

$$I_n(d) = 2^n \left[1 - \frac{1}{(n+1)!} \right] \text{ бит/эл.,}$$

$$I_{\sum_n}(d) = \sum_{i=0}^n H_{i(\max)} \left[1 - \frac{1}{(i+1)!} \right] \text{ бит/эл.,}$$

$$I_{\sum_n}(d) = \sum_{i=0}^n 2^i \left[1 - \frac{1}{(i+1)!} \right] \text{ бит/эл.}$$

Результаты проведенных расчетов для $n=16$ представлены в табл. 1 [4].

Нами установлено отличие системных данных от уровневых, а именно интегральные величины детерминации меньше дифференцированных по уровням за счет включения в расчет информации

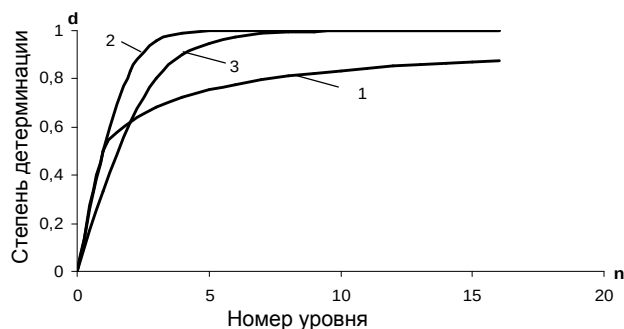


Рис. 1. Зависимость степени детерминации от уровня идеальной иерархической системы: 1 – гармонизированная, 2 – дифференцированная, 3 – интегральная

предыдущих уровней, отличающихся большей стохастичностью. Мы видим, что при переходе на более высокий структурный уровень вступает в действие закон или принцип прогрессивного увеличения разнообразия. Так

как распределение вероятностей по этим уровням не влияет на качество продукции, то при расчетах достаточно ограничиться только междууровневыми корреляциями. Различие гармонизированной, дифференцированной и интегральной моделей проиллюстрируем графически в координатах уровень организации – степень детерминации в соответствии с рис. 1, где n - уровень технологического передела, а d - показатель детерминации технологической системы.

Проведем энтропийно-информационный анализ качества технологических продуктов, а вместе с тем и технологических операций, приводящих к получению этих продуктов, по результатам технологических переделов производства никеля на предприятиях России (табл. 2). Содержание никеля в окисленных рудах по справочным данным [5] составляет 1,0-7,0% (в среднем 4,0%), а в концентратах 7-15% (в среднем 11%). Штейн содержит до 15-20% (в среднем 17,5%) никеля. Содержание никеля в файнштейне достигает до 76,0-78,0% (в среднем 77,0%). Закись никеля содержит 82,4-86,6% (в среднем 85,5%).

В процессе восстановительной плавки показатели по содержанию никеля в продукте составляют 98,1-98,6% (в среднем 98,35%). Данные, полученные нами в результате сопоставления расчетных данных по гармонизированной, дифференцированной и интегральной моделям с практическими данными по технологии производства никеля из окисленных руд на предприятиях России (табл. 2) проиллюстрируем графически в координатах n, d в соответствии с рис. 2, а. В сравнении справочных данных по производству никеля с интегральной моделью выявляется корреляция

$$d_{\sum_n} (R = 0,80604, \quad t_R = 4,602016 > 2).$$

В России основу минерально-сырьевой базы никелевой промышленности образуют сульфидные медно-никелевые месторождения Норильского района: Норильск-1, Талнахское и Октябрьское. На их долю приходится не менее 85% подтвержденных запасов никеля страны. 10% подтвержденных запасов никеля заключено в сульфидных месторождениях Мурманской области. Остальные 5% связаны с силикатными никелевыми рудами месторождений

Южного Урала. Мировым лидером в производстве никеля и основным производителем его в России является РАО «Норильский никель», которое добывает и выплавляет около 95% металла страны. Основным объектом разработки в последние годы являются богатые руды Норильского района, со средним содержанием никеля 3,12–3,65%. Содержание никеля в сульфидных рудах по справочным данным [5] составляет 0,3-2,5% (в среднем 1,4%), а в концентратах 4-22% (в среднем 13%). Штейн содержит до 16-26% (в среднем 21,0%) никеля. Содержание фанштейна в черновом металле достигает до 68,0-72,0% (в среднем 70,0%).

Анодный никель содержит 88,4-92,0% (в среднем 90,2%). В процессе электролитического рафинирования показатели по содержанию никеля в катодах составляют 99,93-99,99% (в среднем 99,96%). Сопоставление расчетных данных по гармонизированной, дифференцированной и интегральной моделям с практическими данными по технологии производства никеля из сульфидных руд на предприятиях России (табл. 3) проиллюстрируем графически в координатах n, d в соответствии с рис. 2, б.

В результате сравнения справочных данных по производству никеля на предприятиях России с гармонизированной моделью выявляется корреляция ($R = 0,6752$, $t_R = 2,482 > 2$), предпочтительной оказывается зависимость:

Таблица 3

Обобщенное содержание никеля в продуктах из сульфидных руд на предприятиях России

Передел	Уровень организации	Наименование	Содержание, %	Среднее значение	
				%	д.е.
Добыча	0	Руда	0,3-2,5	1,4	0,0140
Обогащение	1	Концентрат	4,0-22,0	13,0	0,1300
Плавка	2	Штейн	16,0-26,0	21,0	0,2100
Конвертирование	3	Фанштейн	68,0-72,0	70,0	0,7000
Огневое рафинирование	4	Анодный никель	88,4-92,0	90,2	0,9020
Электролитическое рафинирование	5	Катодный никель	99,93-99,99	99,96	0,9996

Таблица 4

Обобщенное содержание никеля в продуктах из сульфидных руд на предприятиях Канады

Передел	Уровень организации	Наименование	Содержание, %	Среднее значение	
				%	д.е.
Добыча	0	Руда	0,75-1,5	2,25	0,0225
Обогащение	1	Концентрат	5,0-24,0	14,5	0,1450
Плавка	2	Штейн	24,0-30,0	27,0	0,2700
Конвертирование	3	Фанштейн	68,0-78,6	73,3	0,6930
Огневое рафинирование	4	Анодный никель	90,4-96,0	93,2	0,9320
Электролитическое рафинирование	5	Катодный никель	99,93-99,99	99,96	0,9996

$$(R = 0,8339, \quad t_R = 5,4743 > 2) \text{ для } d_{\Sigma n}$$

В Канаде все подтвержденные запасы никеля сосредоточены в сульфидных месторождениях, большая часть которых расположена в провинциях Онтарио и Манитоба [6]. Наиболее богатые по содержанию никеля руды содержат до 9% никеля, рядовые около 0,7–1,5%. Проведем энтропийно-информационный анализ качества технологических продуктов, а вместе с тем и технологических операций, приводящих к получению этих продуктов, по результатам технологических переделов производства никеля на предприятиях Канады (табл. 4, 5).

Содержание никеля в сульфидных рудах по справочным данным [5] составляет 0,75 - 1,5% (в

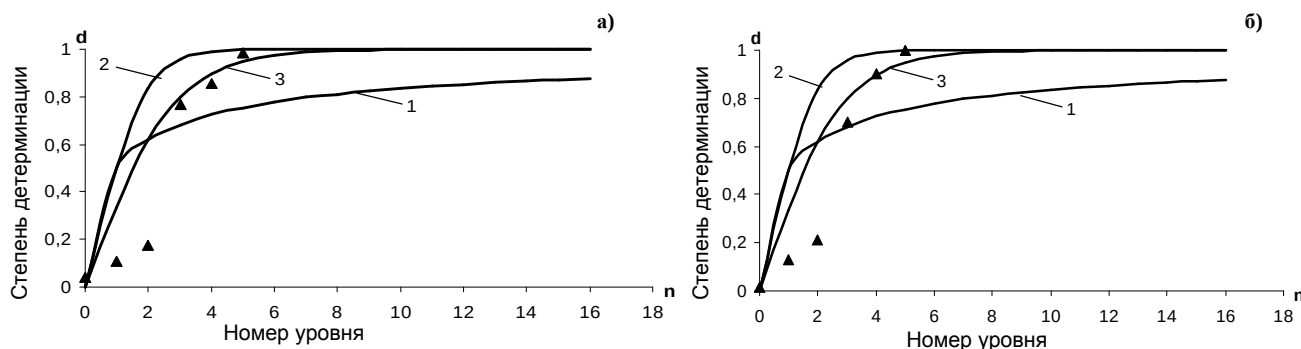


Рис. 2. Детерминация идеальной и реальной систем по мере повышения уровня организации в никелевом производстве России (окисленные руды (а) и сульфидные руды (б)): 1 – гармонизированная, 2 – уровневая, 3 – системная

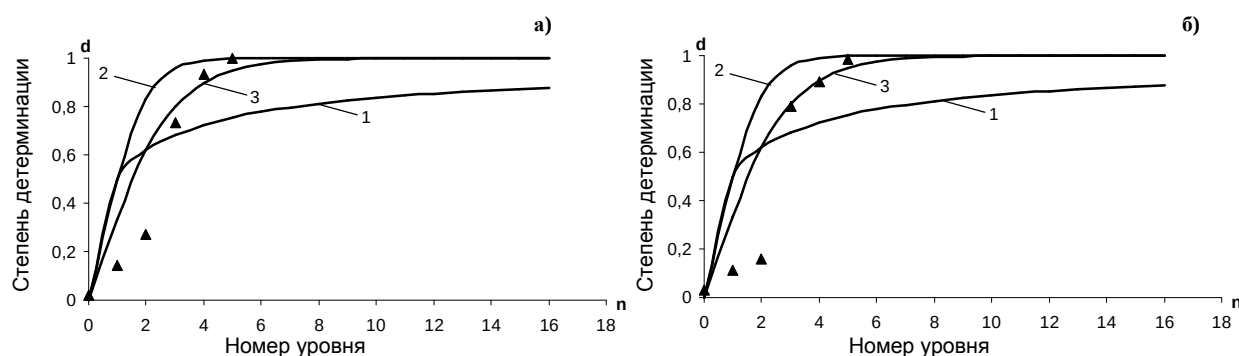


Рис. 3. Детерминация идеальной и реальной систем по мере повышения уровня организации в никелевом производстве Канады (сульфидные руды (а) и окисленные руды (б)): 1 – гармонизированная, 2 – уровневая, 3 – системная

среднем 2,25%), а в концентратах 5-24% (в среднем 14,5%). Штейн содержит до 24-30% (в среднем 27,0%) никеля. Содержание файнштейна в черновом металле достигает до 60,0-78,6% (в среднем 69,3%). Анодный никель содержит 90,4-96,0% (в среднем 93,2%). В процессе электролитического рафинирования показатели по содержанию никеля в катодах составляют 99,93-99,99% (в среднем 99,96%).

Результаты сопоставления расчетных данных по гармонизированной, дифференцированной и интегральной моделям с практическими данными по технологии производства никеля из сульфидных руд на предприятиях Канады (табл. 4) проиллюстрируем графически в координатах n, d в соответствии с рис. 3, а. Таким образом, в сравнении справочных данных по производству никеля из сульфидных руд на предприятиях Канады выявляется корреляция с гармонизированной моделью ($R = 0,712164$, $t_R = 2,890139 > 2$).

Более предпочтительной оказывается зависимость для интегральной модели

$$d_{\sum_n} (R = 0,87667, \quad t_R = 7,575477 > 2).$$

Содержание никеля в окисленных рудах (табл. 5) по справочным данным [5] составляет 1,6-4,5% (в среднем 3,05%), а в концентратах 9-14% (в среднем 11,5%). Штейн содержит до 12-20% (в среднем 16,0%) никеля. Содержание никеля в файнштейне достигает до 78,0-79,5% (в среднем 78,75%). Захись никеля содержит 86,4-92,0% (в среднем 89,2%). В

процессе восстановительной плавки показатели по содержанию никеля в катодах составляют 98,1-98,6% (в среднем 98,35%).

Сопоставление расчетных данных по предлагаемым гармонизированной, дифференцированной и интегральной моделям с практическими данными по технологии производства никеля из окисленных руд на предприятиях Канады проиллюстрируем графически в координатах n, d в соответствии с рис. 3, б.

По нашим расчетам в сравнении со справочными данными по производству никеля из окисленных руд на предприятиях Канады с предлагаемой моделью выявляется корреляция ($R = 0,811531$, $t_R = 4,753902 > 2$) для интегральной модели $d_{\sum_n}$,

что также соответствует наиболее детальному учету как уровневых, так и общесистемных особенностей детерминации системы, которые в первом приближении концентрированно выражаются в изменении содержания никеля в продукте по мере технологической организации его извлечения.

Выводы:

1. На основе анализа существующих энтропийно-информационных закономерностей, доказательства их математической корректности получены расчетные формулы для оценки технологической неопределенности и завершенности каждого предела и схемы в целом для производства никеля.

2. Установлена корреляционная зависимость идеальной иерархической структуры сложных систем со структурой технологических

технологических схем реальных металлургических производств никеля и дана сравнительная оценка технологической завершенности и совершенства металлургических процессов на примере производ-

Таблица 5
Обобщенное содержание никеля в продуктах из окисленных руд на предприятиях Канады

Передел	Уровень организации	Наименование	Содержание, %	Среднее значение	
				%	дол. ед.
Добыча	0	Руда	1,6-4,5	3,05	0,0305
Обогащение	1	Концентрат	9,0-14,0	11,5	0,1150
Плавка	2	Штейн	12,0-20,0	16,0	0,1600
Конвертирование	3	Файнштейн	78,0-79,5	78,75	0,7875
Окислительный обжиг	4	Анодный никель	86,4-92,0	89,2	0,8920
Восстановительная плавка	5	Катодный никель	98,1-98,6	98,35	0,9835

ства цветных металлов.

3. В качестве основных инструментов комплексного энтропийно-информационного анализа различных металлургических процессов производства цветных металлов с целью их усовершенствования использован новый метод оценки комплексной неопределенности технологической схемы, позво-

ляющий установить ее надежность на основе фундаментальных закономерностей теории информации. Полученные информационные формулы для расчета уровневой и комплексной неопределенности и завершенности технологических переделов и схем могут быть использованы не только в металлургической, но и в любой другой технологии.

Список литературы:

1. Шеннон К.Э. Математическая теория связи // Работы по теории информации и кибернетике. – М.: ИЛ, 1963. – С. 243-332.
2. Кажикенова С.Ш. Информационные и энтропийные характеристики технологических операций // Материалы международной научно-практической конференции «Комплексная переработка минерального сырья», посвященной 50-летию ХМИ им Ж. Абишева и 15-летию НЦКПМС РК. – Караганда, 25-26 сентября 2008. – С. 421-424.
3. Хартли Р. Передача информации / Теория информации и ее приложения. – М.: ИЛ, 1959. – С. 5-35.
4. Малышев В.П., Кажикенова С.Ш., Турдукожаева А.М. Обоснование информационной оценки качества технологических переделов и продуктов // Доклады НАН РК. – 2008. – № 6. – С. 62-65.
5. Гудима Н.В., Шейн Я.П. Краткий справочник по металлургии цветных металлов. – М.: Металлургия, 1975. – 536 с.
6. Афанасьев Л.И. Обзор минеральных ресурсов стран капиталистического мира. Всесоюзный геологический фонд. – М.: Геолгиздат, 1972. – 375 с.

УДК 622.778:546.78

© Мухтар А.А. 2010 г.

ТЕРМОМАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ СУЛЬФИДНО-ВОЛЬФРАМОВОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «УГАТ»

Мухтар А.А., зав. лабораторией «Обогащения руд» Карагандинского химико-металлургического института, канд. техн. наук

Исследования терромагнитных свойств железосульфидных минералов из руд медно-никелевых и редкометальных месторождений позволили разработать ряд способов их обогащения [1]. В настоящей статье представлены данные исследований терромагнитного обогащения сульфидно-шеелитовой руды месторождения «Угат» Республики Узбекистан.

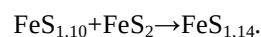
Химический анализ и минералогические исследования представительных проб, поступивших из Койташской обогатительной фабрики, показали, что руда состоит из сульфидов железа немагнитной модификации среднего состава $\text{FeS}_{1,10}$ (около 80%), халькопирита, пирита, кварца и породообразующих минералов.

Наблюдается тонкое взаимное прорастванье основных сульфидных минералов: шеелит преимущественно ассоциируется с кварцем. Руда содержит, %: 43,84 Fe; 0,54 Cu; 0,20 WO_3 ; 28,19 S; 0,92 CaO; 23,86 SiO_2 и др.

При обогащении этой руды по традиционной флотационной схеме, включающей сульфидный и шеелитовый циклы, получены низкие технологические показатели. В частности, низкое качество шеелитового концентрата обусловлено значительным (более 3%) содержанием сульфидной серы. В этой связи целесообразным представляется прове-

дение предварительного терромагнитного обогащения этой руды.

Ранее [2] установлено, что температура полной сульфидизации немагнитного пирротина пиритом до ферритмагнитной модификации идет по реакции:



В лабораторных условиях обжиг руды осуществлен в кварцевом реакторе в режиме неподвижного слоя с током инертного газа.

Магнитная сепарация огарка проведена на магнитном анализаторе УЭМ-1Т сухим способом при напряженности поля 1500 Ое. Гранулометрический анализ исходной руды, огарка с доизмельчением класса +1 мм и продуктов магнитной сепарации представлен в табл. 1, откуда видно, что заметной декрипитации руды не происходит, хотя имеет место улучшение измельчаемости руды.

Наибольшие потери вольфрама с магнитной фракцией (около 60% общих потерь) связаны с классом - 0,074 мм и обусловлены, вероятно, механическим захватом шеелита магнитными прядями пирротина при сухой магнитной сепарации. Повышенное извлечение вольфрама и меди в магнитную фракцию (особенно в классах более 0,1 мм) показывает неполное раскрытие сростков и на необходимость оптимизации процесса измельче-

Таблица 1

Гранулометрический анализ руды, огарка и продуктов магнитной сепарации, %

Класс, mm	Выход руды	Выход огарка	Магнитная фракция					Немагнитная фракция				
			Выход	содержание		распределение		Выход	содержание		распределение	
				WO ₃	Cu	WO ₃	Cu		WO ₃	Cu	WO ₃	Cu
+1	22,73	-	5,9	0,013	0,50	3,89	6,07	24,5	0,157	0,31	5,12	10,8735,89
-1+00,5	13,73	10,74	24,2	0,009	0,368	11,67	18,26	46,6	0,47	0,539	29,01	16,67
-0,5+0,25	20,33	30,04	20,1	0,009	0,517	8,97	21,28	15,6	0,912	0,748	18,84	
-0,25+0,1												24,62
-0,1+0,074	25,16 ¹	41,85 ¹	27,1	0,011	0,486	14,62	27,02	11,10	2,32	1,552	34,14	
-0,074+0,043												11,96
-0,043	18,05 ²	17,37 ²	22,7 ³	0,054	0,588	60,85	27,37	2,2 ³	4,444	3,805	12,95	
Итого	100,00	100,00	100,00	00,02	00,488	100,00	100,00	100,00	0,755	0,70	100,00	100,00
Примечание: 1 – выход класса – 0,25+0,074 mm; 2, 3 – выход класса – 0,074 mm												

Примечание: 1 – выход класса – 0,25+0,074 mm; 2, 3 – выход класса – 0,074 mm

Таблица 2

Результаты термоманитного обогащения руды месторождения «Угат», %

Продукт	Выход фракции	Содержание				Извлечение			
		WO ₃	Cu	Fe	S	WO ₃	Cu	Fe	S
Руда I фракция	100,0	0,2	0,54	43,84	28,19	100,0	100,00	100,00	100,00
Немагнитная	24,5	0,755	0,70	16,18	9,98	92,45	31,76	9,0	8,67
Магнитная	75,5	0,02	0,49	52,84	34,10	7,55	68,24	91,0	91,33
Итого	100,00	0,2	0,54	43,84	28,19	100,00	100,00	100,00	100,00
Руда II фракция	100,0	0,18	0,57	43,47	27,14	100,0	100,00	100,00	100,00
Немагнитная	39,0	0,41	0,73	26,33	16,32	90,09	49,95	23,62	23,45
Магнитная	61,0	0,03	0,47	54,43	34,06	9,92	50,05	76,36	76,55
Итого	100,0	0,18	0,57	43,47	28,19	100,00	100,00	100,00	100,00

ния до магнитной сепарации.

Результаты лабораторных исследований легли в основу укрупненных испытаний процесса в условиях работы шахтной печи, в которой обжиг осуществляется без доступа воздуха за счет столба свободной сыпи мелкодисперсных частиц, регулируемой скоростью вращения тарельчатого питателя.

Оптимальная производительность установки составила 2 kg/h, средняя температура огарка, подаваемого на роликовый магнитный сепаратор (138 Т), - 60-80°C. Руда II (крупностью -1+0 mm), идентичная по ситовому и химическому составам пробе (руда I), после обжига по той же последовательности операции как в лабораторных опытах подвергалась магнитной сепарации в поле напряженности 4000 Ое с одной пересисткой.

Результаты испытаний представлены в табл. 2. Как видно, предварительное термоманитное обогащение сульфидно-шеелитовой руды позволяет

отделить основную массу сульфидов железа в магнитную фракцию, что на 60-75% сокращает материальный поток руды, направляемый на последующую флотацию, и создает благоприятные предпосылки для повышения технологических показателей флотации. Видимо, заметная разница в извлечении железа в пирротинный концентрат из руды I и II объясняется разными режимами магнитной сепарации, а также особенностями процессов обжига в лабораторных и укрупненно-лабораторных условиях.

На основании результатов проведенных исследований разработан способ обогащения, комплексной сульфидно-шеелитовой руды, включающий термоманитный и флотационный циклы и обеспечивающий получение высококачественного шеелитового концентрата, повышение извлечения шеелита и меди в одноименные концентраты на 5-15%, сокращение, как фронта флотации, так и расхода флотореагентов.

Список литературы:

- 1 Абишев Ж.Н., Балтынова Н.З. Термоманитное обогащение пиритсодержащего сырья. – Алма-ата: Изд-во Наука, 1986. – 163с.
- 2 Абишев Ж.Н., Мухтар А.А., Балтынова Н.З. и др. О фазовых превращениях сульфидов железа при термообработке// Комплексное использование минерального сырья.-1994.- №4. – 25-27С.

ЛИКВИДАЦИЯ ФИЛЬТРАЦИИ ПРУДКОВОЙ ВОДЫ ЧЕРЕЗ ДАМБУ НА КАРТЕ 5 ХВОСТОХРАНИЛИЩА ГМЗ-1

Байков В.Н., главный специалист лаборатории промышленной гидротехники института «УзГЕОРАНГМЕТЛИТИ»; **Ослоповский С.А.**, главный инженер ГМЗ-1 НГМК; **Ткаченко Е.С.**, заместитель главного инженера ГМЗ-1 НГМК; **Тухтаев А.К.**, начальник отделения хвостохранилища ГМЗ-1 НГМК, канд. техн. наук

При вводе в эксплуатацию карты 5 хвостохранилища ГМЗ-1 НГМК она была ограждена пионерными дамбами высотой 5-7 м, из уплотненного естественного суглинка. Внутренние откосы дамб были экранированы слоем глины мощностью до 1,0 м и защищены присыпкой из неуплотненного суглинка с дресвой. Экран дамб смыкался с контуром шириной 100 м, выполненным из полуметрового слоя глины [1]. В процессе эксплуатации карты 5 формирование упорных призм проводилось из песчаной составляющей складировемого материала (хвостов переработки ураносодержащей руды) путем последовательного намыва по периметру карты. Карта эксплуатировалась как намывная.

В период перепрофилирования ГМЗ-1 на переработку золотосодержащих руд и вывода из эксплуатации значительных объемов хвостохранилища (карт 4 и 8) на карту 5 выпала значительная нагрузка по складированию качественно иного, не пригодного для намыва материала. Карта стала эксплуатироваться как наливная. При длительной эксплуатации в подобном режиме, согласно регламенту складирования, карта принимала основную массу хвостовых сбросов, поступающих на хвостохранилище. До ноября 2006 г. складирование хвостов на карту производилось с южной дамбы из четырех пульповыпусков, которые равномерно распределяли пульпу по обширной площади карты. Прудок на карте в 2006 г. был смещен к северной дамбе и располагался на расстоянии 750-800 м от южной дамбы и 90-120 м от северной дамбы. Пляж у северной дамбы по высоте превышал пляж у южной дамбы на 2,5-2,8 м. Прудок был вытянут вдоль северной дамбы на 720 м и вдоль западной дамбы на 370 м. Глубина прудка достигала 1,6-2,5 м, горизонт воды достиг отметки 369,50 м. Прудок занимал около 30% площади карты. В этот период (ноябрь 2006 г.) произошло выклинивание кривой депрессии на наружный откос северной дамбы (второй ярус дамбы, отметка 359,20 м (рис.)). Промочка дамбы вдоль яруса распространилось на 180 м. Пробы грунта, взятые на откосе в местах промочки дамбы, показали в среднем влажность 41,1%. Учитывая опасность разрушения дамбы, складирование хвостов на карту было прекращено [2].

Для выявления причин этого явления были пробурены 3 скважины глубиной 3,5-5,0 м с отбором проб через каждые 0,5 м для определения гранулометрического состава хвостовых отложений. Скважины бурились по створу через 40 м от северной кромки прудка по пляжу к северной дамбе. Анализ результатов грансостава показал, что отложения у северной дамбы, составляющие упорную призму, представлены следующими фракциями:

- пески ($d > 0,05$ мм) - содержание от 75,6% до 94,3% при среднем содержании 86,4%;
- пылеватые частицы ($d = 0,05 \div 0,005$ мм) - содержание от 4,8% до 20,1% при среднем содержании 11,6%;
- глинистые фракции ($d < 0,005$ мм) - содержание от 0,9% до 4,3% при среднем содержании 2,03%.

Средневзвешенный размер частиц в отложении – 0,106 мм.

Таким образом, было установлено, что в этой части северной дамбы при намыве упорной призмы и пляжа хвостами ураносодержащей руды были сосредоточены крупнозернистые пески со средневзвешенным размером частиц 0,106 мм [3].

До ноября 2006 г. складирование хвостов на карту велось с южной дамбы методом налива из пульповыпусков, которые расположены горизонтально. При этом скорость потока пульпы, поступающей на пляж, сразу гасилась и далее пульпа

Таблица

Влажность грунта на 2 ярусе северной дамбы

Дата отбора проб	Показатели влажности, %.		
	Точка 1	Точка 2	Точка 3
22.10.06	43,1	41,3	38,9
18.11.06	43,5	42,4	40,2
17.12.06	37,6	38,8	38,9
22.02.07	31,9	34,2	33,8
27.04.07	31,7	33,6	32,7
01.06.07	30,9	28,3	26,5
26.01.09	24,1	9,0	16,1
26.02.09	17,5	11,2	10,1
28.03.09	14,7	10,5	9,6
19.04.09	11,2	10,2	9,1
26.05.09	9,1	8,3	7,9

равномерно растекалась по пляжу, фракционируясь. Вся твердая фаза фракционировалась на пляже, а в прудок сливалась остатком жидкой фазы. Так как участок пляжа северной дамбы был намыт крупнозернистыми песками, то и просачивание воды из прудка (выклинивание кривой депрессии) произошло при максимальном горизонте воды в прудке 369,5 м. В этот момент прудок занимал третью часть площади карты.

пылевато-глинистых фракций позволило закальмотировать фильтрующую часть прудка.

После консолидации отложений в прудке (1,5 месяца) на карте было возобновлено складирование хвостов с северной дамбы, при этом дополнительно было установлено еще 2 пульповыпуска диаметром 300 мм. При дальнейшем складировании прудок сместился к центральной части карты.

Начиная с сентября 2008 г., в районе промачи-

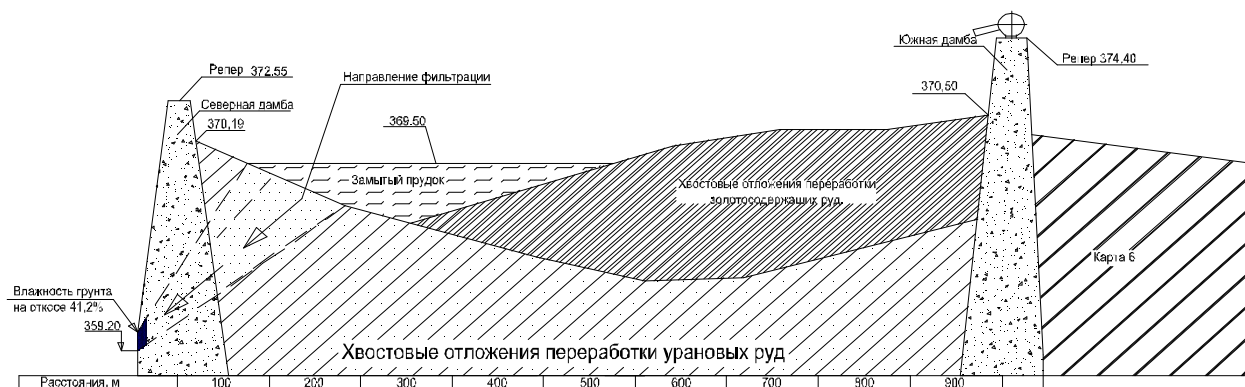


Рис. Схема фильтрации воды из прудка через северную дамбу карты № 5

Для ликвидации этого явления был предложен вариант замыва всей глубокой части прудка. С декабря 2006 г. по ноябрь 2008 г. карта «отдыхала».

В этот период велись строительные работы по реконструкции – наращивались восточная, северная и западная дамбы до отметки 372,5 м. К концу 2007 г. прудок на карте полностью высох, а в 2008 г. были закончены строительные работы на карте.

По окончании работ по реконструкции карты нами был предложен вариант кольматации глубокой части прудка.

В последнее время завод перерабатывает значительное количество руды с месторождения Аджибугут, при этом в хвостовой пульпе значительно возросло содержание пылевато-глинистых фракций (в пределах от 50,80% до 73,0%). Такой пульпой вполне возможно замыть (закальмотировать) фильтрующую часть прудка. Для этой цели был проложен пульповыпуск длиной 90 м, диаметром 300 мм, с северной дамбы непосредственно в глубокую часть прудка. В течение месяца пульпа сразу попадала в прудок, не фракционируясь по пляжу. Повышенное содержание в пульпе

вания дамбы на 2 ярусе ежемесячно отбирались пробы грунта на влажность. Пробы отбирались в 3-х точках через 30 м вдоль дамбы, по две пробы в каждой точке. Результаты проб представлены в табл.

Средняя влажность грунта в районе промачивания дамбы на 2 ярусе снизилась после замыва прудка с первоначальной 41,1% до среднего значения 8,4% в мае 2009 г., и это несмотря на то, что с декабря 2008 года на карту складировались хвосты, прудок при этом смещается к центру карты.

В настоящее время складирование хвостов на карту ведется с северной дамбы тремя пульповыпусками диаметром 300 мм. Жидкая фаза расходуется на увлажнение толщи ранее намытых хвостов и на испарение с поверхности пляжей (карта «отдыхала» два года и намытые отложения высохли).

После кольматации фильтрующей части прудка выклинивание фильтрационного потока на этом участке северной дамбы прекратилось. На основании этого можно сказать, что фильтрация прудковой воды через северную дамбу на карте 5 успешно ликвидирована.

Список литературы:

1. Экологическая оценка состояния окружающей среды в зоне воздействия хвостохранилища ГМЗ-1 и разработка рекомендаций по совместной опытно-промышленной эксплуатации карт 3,5,6 и 7-1. – Т., СредазНИПИ промтехнологии, 1999. – (ПТ 57841).
2. Геотехнический контроль сооружаемого противорадиационного экрана и проведение опытных работ по намыву противопериферационного экрана для условий хвостохранилища ГМЗ-1. – Т., СредазНИПИ промтехнологии, 2009. – (ПТ-74389, ПТ-74667).
3. Состояние водного баланса хвостохранилища ГМЗ-1 при ведении работ по захоронению радиоактивных хвостов уранового производства гидравлическим способом. – Т., СредазНИПИ промтехнологии, 2009. – (ПТ – 70960).

ИССЛЕДОВАНИЕ ДВИЖЕНИЯ РЕНИЯ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМ ПРОЦЕССЕ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ УРАНОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Хосилов Н.Д., зам. главного геотехнолога НГМК

Современная добыча и производство уранового концентрата производится геотехнологическими рудниками Навоийского ГМК методом подземного скважинного выщелачивания.

Данный метод основан на сооружении сети откачных и закачных скважин с установкой фильтров в интервале рудоносного горизонта (рис., табл. 1-6). В закачные скважины подаются укрепленные выщелачивающим реагентом (кислород, серная кислота) рабочие растворы, которые, проходя рудоносный горизонт, обогащаются ураном, и в виде продуктивных растворов извлекаются через откачные скважины. В процессе прохождения рабочего раствора через рудоносный горизонт при выщелачивании и формировании продуктивного раствора происходит обогащение раствора не только ураном, но и целым рядом попутных элементов, таких как рений, селен, скандий, молибден и т.д.

Дальнейшая переработка урансодержащих растворов производства заключается в сорбировании полезного компонента при прохождении через зажатый слой анионита. Обедненные растворы (маточники сорбции) после отстоя и укрепления реагентами в виде рабочих растворов подаются на геотехнологические блока подземного выщелачивания. Насыщенный сорбент поступает на стадию регенерации, где после взаимодействия с кислыми нитратными растворами получают товарный регенерат. Кислый товарный регенерат подвергается нейтрализации аммиачной водой, в ходе чего выпадает осадок биурата аммония. После отделения биурата аммония от растворов (маточников осаждения) фильтрацией на рамных фильтр-прессах или декантацией в сгустителях производят раскисление концентрата серной кислотой. Таким образом, в ходе технологического процесса производится концентрирование полезного компонента от содержания в продуктивных растворах до сернокислого химконцентрата в 1000-4000 раз.

Параллельно с извлечением и концентрированием урана происходит концентрирование и накопление попутных элементов в промежуточных растворах, полупродуктах, сорбенте на переделах уранового производства.

В технической литературе [1] описаны геотехнологические исследования по оценке возможности попутного выщелачивания полезных компонентов (молибдена, рения, скандия и других) из руд полиэлементных месторождений учкудукского типа. Дан-

ные исследования были произведены на основе использования сернокислотного и бикарбонатного способов выщелачивания.

Установлено, что при использовании любых реагентов и пластовой воды без окислителя степень извлечения рения не превышает 20-30%. Степень извлечения рения из затронутых кислородом воздуха проб вне зависимости от типа применяемого реагента (в том числе пластовой воды) достигает 50-60% и более. Использование окислителя в количестве, эквивалентном концентрации кислорода (100-500 mg/l), повышает степень извлечения рения из руд до 70-95%. При этом средняя концентрации рения в растворах колеблется от 0,15-0,8 mg/l.

Сравнение показывает, что рений начинает извлекаться из руд несколько раньше урана (по Ж:Т на 0,2-0,5). Соответственно быстрее завершается и процесс его извлечения, так как при сернокислотном способе ПВ рений активно переходит в раствор сразу же, как только к руде получит доступ окислитель. При эксплуатации месторождений учкудукского типа способом ПВ в сернокислых продуктивных растворах выявлены устойчивые содержания рения (0,1-1,2 mg/l).

При бикарбонатном выщелачивании указанное различие в выщелачивании двух полезных компонентов обуславливаются более низкими величинами Eh равновесия твердых фаз Re с карбонат-ионом относительно равновесия оксидов урана (+4) с трикарбонатуранилом в слабощелочной среде.

Таким образом, в результате лабораторных и опытно-промышленных экспериментов по выщелачиванию рения из руд месторождений учкудукского типа была подтверждена главенствующая роль окислителя. Рений при этом может извлекаться раньше основной части урана [1].

В ходе проведения исследовательской работы по определению возможностей комплексной переработ-

Таблица 1

Состав растворов геотехнологических участков

Участок	pH	Содержание элементов, в условных единицах относительно рения						
		U	Re	Mo	Se	Fe	Cl	SO ₄
1	6.05	562,5	3,38	11,25	0,50	18,0	5325	35,0
2	5.75	587,5	3,00	5,00	0,38	17,3	4875	17,5
3	1.7	287,5	1,88	0,25	0,25	19,5	15537	220,0
4	5.9	137,5	1,25	0,38	7,60	10,5	22638	41,3
5	6.3	125,0	1,12	0,38	3,80	6,1	18200	30,0
6	6.8	137,5	1,00	0,38	0,75	6,1	24413	26,3

Таблица 2

Насыщение сорбентов растворами геотехнологических участков

№	ЛСУ	Содержание элементов, в условных единицах относительно рения			
		U	Re	Mo	NO3
1	1	78,8	1,38	1,06	88,8
2	2	72,5	1,40	1,24	85,0
3	3	43,8	1,30	0,46	105,0
4	4	60,8	1,10	0,35	78,8
5	5	75,3	1,03	0,14	92,5
6	6	66,0	1,18	0,78	81,3
7	Отрегенерированный сорбент	42,5	1,08	0,72	128,8

ки продуктов подземного выщелачивания перед нами стояли следующие задачи:

1. Подробное изучение движения и концентрирования рения в растворах, полупродуктах и сорбентах на примере перерабатывающего комплекса Геотехнологического рудника Северного рудоуправления НГМК.

2. Описание свойств и закономерностей накопления рения в растворах разных стадий технологического процесса.

3. Сравнение установленных показателей с аналогичными показателями других подразделений урановой отрасли. Анализ и определение причин отличия.

При решении данных задач был произведен отбор и определение химического состава проб продуктивных и маточных растворов, сорбентов - до и после процесса насыщения при сорбционном извлечении полезных компонентов на локально-сорбционных установках (ЛСУ) геотехнологических участков (ГТУ) подземного выщелачивания; промежуточных и исходно-десорбирующих (регенерирующих) растворов, товарного регенерата, маточников осаждения и готового продукта на стадиях технологического процесса отделений регенерации и доводки участка переработки продуктивных растворов (УППР) геотехнологического рудника.

Произведено сравнение результатов со средними значениями аналогичных показателей на переделах производства геотехнологических рудников других

рудоуправлений.

Стадия сорбции. Будучи рассеянным элементом, рений не образует самостоятельных минералов и в природе содержится в виде примеси в сульфидных минералах содержащих молибден, медь, никель, уран, платину.

К примеру, в молибдените (MoS_2) рений изоморфно замещает молибден, его содержание колеблется от 0,6 до 20,0 g/t. В урановых рудах его содержание колеблется от 0,3 до 3,5 g/t. В связи с этим, не в каждом залегании полезных ископаемых, а в нашем случае урановых руд, наблюдается существенное содержание рения.

Это подтвердилось при исследовании химического состава продуктивных растворов геотехнологических участков рудника. В разных участках геотехнологического рудника с одинаковым (миниреагентным) методом выщелачивания наблюдалось различное содержание попутных элементов. По участкам №1 и №2 был определен основной приход рения с добычными растворами в систему переработки растворов. По остальным участкам не было установлено существенного содержания рения. Это объяснимо также тем, что ГТУ № 4, 5, 6 они отработаны более чем на 80%, а ГТУ № 3 является участком повторной отработки (техноген).

В табл. 1 представлен химический состав продуктивных растворов подземного выщелачивания.

Как следствие, также не наблюдалось существенного изменения содержания рения в сорбенте после процесса извлечения на локальных сорбционных установках данных участков. В табл. 2 представлены результаты анализа сорбентов насыщенных на ЛСУ-1, 2, 3, 4, 5, 6 в сравнении с отрегенерированным сорбентом. Примечателен тот факт, что при переработке продуктивных растворов слабокислотных участков ПВ Северного рудоуправления отмечена высокая степень извлечения рения на урановый сорбент по сравнению со случаем переработки ренийсодержащих продуктивных растворов ПВ РУ-5 и ЮРУ работающих по традиционной сернокислотной схеме. В табл. 3 представлено сравнение средних показателей сорбции рения и урана на анионообменную смолу уранового производства из продуктивных растворов Северного, РУ-5 и ЮРУ.

В табл. 4 представлены средние содержания рения,

сульфатов и нитратов в насыщенных сорбентах и продуктивных растворах геотехнологических участков рудоуправлений.

Предположительно высокая степень извлечения рения урановым сорбентом на исследуемом объекте объясняется следующими причинами:

– применяемые на производстве урановые сорбенты, будучи сильноосновными

Таблица 3

Степень извлечения урана и рения на сорбент основного производства

№	Рудоуправление	№ участка	pH	Содержание элементов, в условных единицах относительно рения				Степень извлечения	
				Продуктивные		Маточные		U	Re
				U	Re	U	Re		
1	Северное	1	7,1	562,5	2,75	12,5	1,25	97,8	54,5
2		2	6,8	600,0	2,50	12,5	1,00	97,9	60,0
3	РУ-5	15	2,5	800,0	5,25	10,0	4,38	98,8	16,7
4		34	2,0	525,0	5,50	7,5	4,00	98,6	27,3
5	ЮРУ	4	1,8	750,0	5,63	25,0	4,75	96,6	15,6
6		33	1,5	937,5	8,80	37,5	6,88	96,0	21,5

анионообменными смолами, имеют предельную обменную емкость по рению в интервале $pH=6,0:8,0$. При этом средство ReO_4 с сильноосновными смолами столь велико, что рений не элюируется со смолы даже растворами едкого натра. [2];

- конкурентностью (депрессирующим влиянием или параллельной десорбцией) при сорбции в присутствии большого количества сульфат-ионов, нитрат-ионов и повышенной общей минерализацией продуктивных растворов получаемых по сернокислотной схеме;

- большего содержания рения в растворах геотехнологических участков РУ-5 и ЮРУ, закономерно большее начальное содержание в урановых сорбентах. При этом практически и аналитически установлено, что урановые сорбенты при совместной сорбции имеют максимальную емкость по рению не более 2,5-3,0 кг/т. Взаимодействие ренийсодержащего раствора с сорбентом, имеющим большую степень насыщения, при таком сульфатно-нитратном фоне обуславливает меньшую кинетику сорбции.

Стадии регенерации и доводки. В табл. 5 представлены результаты химического анализа состава оборотного раствора, исходно-десорбирующих и растворов денитрации, товарного регенерата и растворов после донасыщения, маточников осаждения и готового продукта.

Оборотный раствор циркулируют через отстойник-сборник на УППР. Используется для отмывки поступившего с ЛСУ насыщенного сорбента от механических примесей (илов и грязи), для приготовления раствора денитрации. В отстойник-сборник оборотных растворов поступают циркулирующие растворы после отмывки от механических примесей, транспортные растворы после замывки и загрузки смолвозов, уборки рабочих площадок, растворы после донасыщения сорбента товарным регенератом. Основной приток рения в оборотные растворы происходит с растворами после донасыщения.

Растворы после денитрации образуются после обработки сорбента прошедшего десорбцию для перевода из нитратной формы в сульфатную. Увеличение содержания урана и рения объясняется выдавливанием остаточной транспортной и межпоровой влаги исходно-десорбирующего раствора и незначительной десорбцией.

Исходно-десорбирующий раствор приготавливается из растворов денитрации, маточников осаждения и оборотных растворов с добавлением серной кислоты и раствора аммиачной селитры для достижения регламентированных показателей. Основной приток рения в исходно-десорбирующий раствор происходит с маточниками осаждения.

Товарный регенерат – образуется в результате десорбции полезных компонентов из до-

Таблица 4

Сравнение состава насыщенных сорбентов и продуктивных растворов

№	Рудоуправление	№ участка	Содержание элементов, в условных единицах относительно рения			
			Насыщенный сорбент		Продуктивный раствор	
			Re	NO ₃	SO ₄	NO ₃
1	Северное РУ	1	1,44	93,8	1,3	313,0
2		2	1,44	87,5	1,3	562,5
3	Рудоуправление №5	15	2,25	112,5	31,3	1500,0
4		34	2,50	106,3	37,5	2000,0
5	Южное РУ	4	1,56	128,1	75,0	3500,0
6		33	1,59	121,9	100,0	4000,0

насыщенного сорбента. Сорбент на данной стадии находится в соприкосновении с исходно-десорбирующим раствором в общей сложности от 24 до 36 часов. За этот период происходит десорбция урана, рения и других попутных элементов, что обуславливает поступление рения не только в товарный регенерат, но и во всю технологическую систему УППР.

В ходе анализа качественных и количественных характеристик процесса установлено, что степень извлечения рения из насыщенного сорбента в результате десорбции в несколько раз уступает степени извлечения урана. Это объясняется большим средством рения (его комплексов) к анионообменным смолам, чем урана. В табл. 6 приведено сравнение средних значений содержания рения и урана в урановом сорбенте, а также расчетная степень извлечения.

Растворы после донасыщения – получаются в результате процесса донасыщения сорбента товарным

Таблица 5

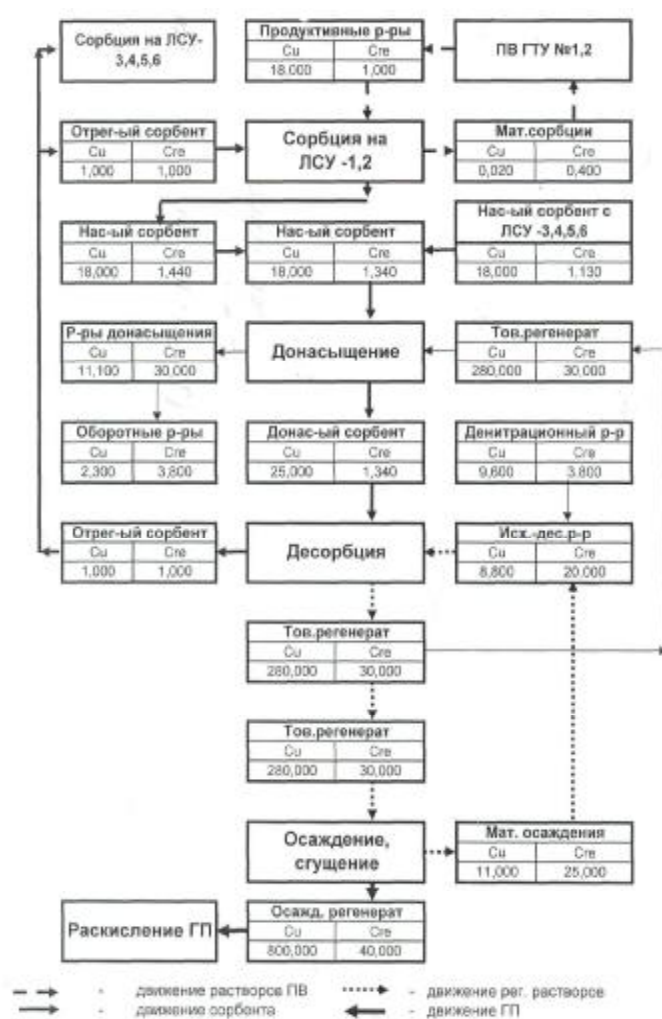
Состав растворов регенерации и доводки

Название раствора	Содержание элементов, в условных единицах относительно рения				
	pH	U*10 ³	Re	SO ₄ *10 ³	NO ₃ *10 ³
Оборотный раствор	2.1	1,33	12,0	100,0	25,0
Раствор после денитрации	1.2	2,05	20,5	375,0	375,0
Исходно-десорбирующий раствор	1.15	3,90	91,9	187,5	687,5
Товарный регенерат	1.6	182,50	118,3	125,0	437,5
Растворы после донасыщения	1.8	5,29	104,0	87,5	225,0
Маточник осаждения	7.2	3,55	115,1	-	375,0
Урановый хим. концентрат		445,00	131,3	875,0	35,0

Таблица 6

Степень извлечения урана и рения

Элемент	Содержание компонента		Степень извлечения, %
	До десорбции	После десорбции	
Рений	1,44	1,13	21,8
Уран	65,63	3,75	94,3



Значения урана и рения приведены в условных единицах относительно начальных значений

Рис. Схема движения рения в технологическом процессе

регенератором и поступают в отстойник-сборник оборотных растворов.

Маточники осаждения - образуются в результате нейтрализации товарного регенерата аммиачной водой и разделения товарного концентрата.

1. Хим. концентрат - образуется в результате раскисления товарного концентрата серной кислотой до регламентированного значения. Наличие рения и попутных элементов в данном растворе обусловлено неполным разделением осадка от маточников осаждения. Также видимо происходит соосаждение попутных элементов с кристаллами биурата аммония, что следует из несколько большего среднего содержания рения в растворе ГП, чем в маточниках осаждения.

Это подтверждается при сравнении составов сернокислого химконцентрата Северного рудоуправления и РУ-5, где разделение кека от маточников фильтрации производят не декантацией (осаждением и сгу-

щением), а применяют рамные фильтрпрессы. Это позволяет достигать не только высокой степени разделения, но и дает возможность промывки кека.

На рис. представлено движение рения совместно с ураном по всему технологическому процессу переработки продуктивных растворов.

На данной схеме наглядно показано движение основных потоков рения в технологическом процессе переработки продуктивных растворов уранового производства.

Выводы:

1. Из продуктивных растворов геотехнологических участков подземного выщелачивания отрабатываемых по миниреагентной технологии отмечается высокая степень попутного извлечения рения на урановый сорбент. Это объясняется малым количеством конкурентных ионов, низким сульфатно-нитратным фоном и максимальной емкостью сильноосновных ионообменных смол в данном диапазоне pH.

2. В ходе стадий технологического процесса переработки продуктивных растворов происходит параллельное концентрирование рения в промежуточных растворах и сорбенте основного производства.

3. Начальное соотношение Re:U в продуктивных растворах - 1:225 снижается до 1:2500 в готовом продукте. Это происходит из-за меньшей степени сорбции и десорбции рения из уранового сорбента по сравнению с ураном. Малая степень десорбции рения при процессе десорбции урана обусловлена большим сродством перренат-иона к сильноосновным смолам.

4. Основной отток рения из системы технологического процесса добычи и переработки урана происходит с химконцентратом. Причиной является неполное разделение маточников от осадка и соосаждение рения с кристаллами биурата аммония.

Перспективы:

2. В настоящее время на базе Северного рудоуправления совместно с ЦНИЛ НГМК ведутся лабораторно-опытные работы для создания теоретической и практической базы будущей опытной установки попутного извлечения рения.

3. Результаты проведенных исследований движения рения в технологическом процессе уранового производства позволят рассчитать потенциальную возможность попутного извлечения рения. Исходя из возможностей применяемой в данных условиях технологии переработки продуктивных растворов (режима работы, реагентного состава, оборудования и т.п.), система совместного движения и концентрирования рения и урана находятся в определенном равновесии. Это наглядно видно на рис. Нахождение метода целенаправленного воздействия на эту систему позволит создать оптимальные условия для попутного извлечения в заданной стадии технологического процесса.

Список литературы:

1. Е.А.Толстов. *Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе.* - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 1999. -314 с. ISBN 5-7418-0134-X.
2. А.Н. Зеликман, Г.А. Меерсон. *Металлургия редких металлов.* М. «Металлургия».1973.

РЕШЕНИЕ МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ «ИННОВАЦИЯ-2009»

г. Ташкент, 22-24 октября 2009 г.

С целью содействия интеграции усилий промышленников, учёных, предпринимателей для решения стратегически важной задачи, выдвинутой Президентом Республики – интенсификации процессов инновационного развития страны, 22-24 октября 2009 г. в г. Ташкенте проведена традиционная Международная научно-практическая конференция «Инновация-2009».

Конференция по данному направлению проведена в четырнадцатый раз. Предыдущие конференции были проведены в Шахрисабзе (1996 г.), Навои (1997 г.), Фергане (1998 г.), Термезе (1999 г.), Бухаре (2000 г.), Ташкенте (2001 - 2008). Организаторами Конференции «Инновация-2009» выступили Узбекское отделение Международной Академии наук Высшей школы, Государственное предприятие «Навоийский ГМК», Ташкентский Государственный Технический Университет, Центр Стратегических Инноваций и Информатизации, Республиканский Центр «Узбекукуавтоматика».

Инновации являются одним из важнейших стратегических ресурсов государств в XXI веке. Успешное решение социально-экономических проблем, внедрение новых промышленных и финансовых технологий, развитие инновационно-инвестиционной инфраструктуры, сохранение и приумножение интеллектуального потенциала, выпуск экспортоориентированной продукции, импортозамещение, накопление валютных резервов в значительной мере обусловлены состоянием инновационной деятельности и инновационных факторов, инновационной культуры в обществе; формированием национальной инновационной системы.

Взаимообусловленность и взаимосвязь инновационных процессов, охватывающих различные сферы деятельности человека, априори свидетельствуют о том, что на современном этапе наиболее значительные результаты могут быть получены на стыке различных научных направлений и междисциплинарных исследований на основе взаимного проникновения идей, методов, разработок.

Именно поэтому данные конференции интегрируют следующие важнейшие для науки и практики направления:

- Проблемы молодежи и образования.
- Инновационные процессы в отраслях экономики.
- Инновационные технологии и методы для решения проблем рационального использования природных, минерально-сырьевых и топливно-энергетических ресурсов.
- Горное дело и металлургия.
- Автоматические и автоматизированные системы управления технологическими процессами и объектами.

- Системный анализ и математическое моделирование.

- Информационные технологии и системы и их прикладные аспекты (компьютерное моделирование, дистанционное образование, электронная торговля и др.). Проблемы информационной безопасности.

- Вода – Пустыня – Экология. Проблемы и Решения.

В работе конференции приняли участие представители всех областей Республики, а также зарубежных стран – Голландии, Республики Корея, России, Украины, Казахстана, Белоруссии. Среди участников конференции – промышленники, исследователи, бизнесмены, одаренная молодежь в органичном единстве с докторами наук, профессорами и кандидатами наук; академиками и членами-корреспондентами академий.

На конференции были заслушаны 167 докладов по отмеченным выше направлениям. Пленарные доклады представили:

Кадыров А.А. – директор Центра стратегических Инноваций и Информатизации, академик МАН ВШ, д.т.н., профессор: **«Проблемы и перспективы формирования национальной инновационной системы».**

Санакулов К.С. – генеральный директор НГМК, д.т.н.: **«Разработка технологий переработки отходов горно-металлургических производств».**

Хьюго Миндерхауд – почетный Консул Королевства Нидерландов в Узбекистане: **«Роль инноваций в развитии промышленности и сельского хозяйства в Голландии».**

Шеметов П.А. – главный инженер НГМК, д.т.н.: **«Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья».**

Верлань А.Ф. – зав. отделом Института проблем моделирования в энергетике НАН Украины, д.т.н., профессор: **«Инновационные основы развития сферы образования».**

Сытенков В.Н. – главный инженер Центрального Рудоправления НГМК, академик горных наук России, д.т.н., профессор: **«Перспективы регионально-го развития Центральных Кызылкумов».**

Тисенко В.Н. – зав. кафедрой Санкт-Петербургского государственного политехнического университета, д.т.н., профессор: **«Innovative information technology on the basis of new logic».**

Jae-Woo Lee – профессор Университета Конкук (Республика Корея), **Yune-Hwan Byung** – профессор Университета Конкук (Республика Корея), **Sangho Kim** – профессор Университета Конкук (Республика Корея), **Azamatov A.**: **«An intelligent geometry generation system for parametric aerospace vehicle design».**

Кадыров А.А. – директор ЦСИИ, академик МАН ВШ, д.т.н., профессор, **Хасанов А.М.** – Главный ин-

женер АПО «Узметкомбинат», Кан Л.Т. – Главный энергетик АПО «Узметкомбинат»: **«Автоматизированная система управления техническим обслуживанием и ремонтами электрооборудования Комбината».**

Черкасов В.Ю. – главный инженер ГМЗ-2 Центрального РУ НГМК: **«Процессный подход как основа технической политики».**

Саямова К.Д. – зав. лабораторией Института Механики и Сейсмостойкого строительства им. Уразбаева, д.т.н., профессор, **Ли А.А.** – С.н.с. ИМСС им.Уразбаева, **Ли А.В.:** **«Автоматизация системы мониторинга за безопасностью и надежностью гидротехнических сооружений».**

Жумабаев А.К. – генеральный директор АО «Астана-Теплотранзит»: **«О системном автоматизированном коммерческом учете производства и потребления топливно-энергетических ресурсов».**

Рыбальченко В.С. – зав. кафедрой химии Филиала РГУ нефти и газа в г. Ташкенте, профессор, **Кошелев В.Н.** – Проректор по учебной работе РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, профессор, **Дедов А.Г.** – Зав. кафедрой РГУ нефти и газа И.М. Губкина, чл.-корр. РАН, профессор, **Ёдгаров Н.Ё.** – профессор кафедры химии Филиала РГУ нефти и газа в г. Ташкенте: **«Инновационные технологии в высшем нефтегазовом образовании».**

Телков В.П. – РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, к.т.н., доцент: **«Внедрение водогазового воздействия на пласт для повышения нефтеотдачи нефтяных и нефтегазовых месторождений и утилизации попутного газа».**

Конференция вызвала живой интерес научно-педагогической общественности, представителей промышленности и деловых кругов, молодежи, консолидировала мощные научные силы: среди докладчиков 11 академиков, 48 докторов наук, 74 кандидата наук, аспиранты, магистранты.

Значительная часть обсужденных докладов содержит результаты внедренных либо завершенных и готовых к внедрению исследований ученых и специалистов Республики.

Данная и предыдущие конференции направлены на формирование инновационной культуры в обществе, интенсификацию участия ученых, промышленников, бизнесменов и молодежи в работе по инновационно-технологическому развитию; аккумуляцию и демонстрацию достижений отечественной науки, обмен опытом и развитие международных контактов в области культурного, научного и технического сотрудничества, привлечению иностранных инвестиций через ознакомление зарубежных участников с большим интеллектуальным и экономическим потенциалом Узбекистана.

Конференция, обсудив основные вопросы инновационного развития, РЕКОМЕНДУЕТ:

1. Комплексам Кабинета Министров, Академии наук, МинВУЗу, Комитету по координации и развитию науки и технологий уделить особое внимание:

- созданию механизмов формирования в обществе инновационной культуры;

- разработке Концепции и формированию Национальной инновационной системы Узбекистана;

- формированию региональных инновационных систем;

- созданию инновационной инфраструктуры: центров поддержки инноваций, технологических бизнес-инкубаторов, научно-технологических парков;

- вопросу интеграции усилий промышленников, ученых, предпринимателей в создании малых и средних инновационно-технологических производств, выпускающих экспорто-ориентированную продукцию из местного сырья.

2. В целях повышения инновационной культуры населения, молодежи рекомендовать Министерством высшего и среднего специального образования, Народного образования Республики Узбекистан внедрение предмета «Инноватика» на различных уровнях образовательной системы.

3. Академии наук, Министерству Высшего и Среднего специального образования Республики Узбекистан выполнить анализ состояния научных школ, актуальности и результативности научных исследований в академическом и вузовском секторах, анализ степени коммерциализации научных знаний и наличия связей с промышленностью и бизнесом.

4. Узбекскому агентству связи и информатизации особое внимание обратить на информатизацию сферы реальной экономики, внедрению в промышленности интегрированных автоматизированных систем управления нового поколения.

5. Развернуть исследования в области энерго- и ресурсосбережения. Шире внедрять отечественные и зарубежные инновационные методы и технологии для решения проблем оптимального использования природных, минерально-сырьевых и топливно-энергетических ресурсов.

6. Считать важным и актуальным формирование механизмов интеграции сфер образования, науки и производства для успешного решения социально-экономических проблем; проблем целевого качественного кадрового обеспечения предприятий и организаций.

7. Консолидировать усилия ученых и специалистов по ускорению развития экологически чистых технологий, по созданию принципиально новых технологий в интересах людей и окружающей среды.

8. Считать целесообразным выполнение анализа по двудеинному использованию современных технологических линий колледжей: для обеспечения учебного процесса и создания компактных производств при колледжах.

9. Предприятиям шире привлекать к разработке и реализации инновационных проектов ученых и специалистов Республики, максимально использовать накопленный интеллектуальный потенциал.

10. Традиционную, пятнадцатую, конференцию «Инновация – 2010» провести 21-23 октября 2010 года в г. Ташкенте.

ПОСТУПЬ ИННОВАЦИОННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ В НГМК

Валиев М.В., начальник Центра инновационных технологий НГМК, канд. техн. наук; **Усманов Р.И.**, зам. начальника ПТИО НГМК, канд. физ.-мат. наук

В 2009 г. структуре НГМК организован Центр инновационных технологий (ЦИТ) и сформированы службы инновационных технологий во всех подразделениях комбината.

ЦИТ НГМК размещен в отдельно стоящем одноэтажном офисе вместе со службой инновационных технологий (СИТ) ПО «НМЗ» и функционирует как единый творческий коллектив. Здесь же размещены и выставка инновационных достижений НГМК и научная лаборатория, в которой ученые и инженеры ЦИТ и СИТ ПО «НМЗ» проводят испытания макетных образцов новой техники (рис. 1, 2).

ЦИТ функционирует в соответствии с Положением, согласованным со всеми техническими службами и утвержденным руководством комбината. ЦИТ осуществляет методическое руководство службами инновационных технологий и координирует усилия технических служб подразделений комбината в направлении внедрения инновационных разработок.

На основании планов работ служб инновационных технологий подразделений сформирован план работ ЦИТ НГМК на 2009-2010 гг., утвержденный главным инженером комбината.

Во исполнение Постановления Президента РУз № ПП-916 «О дополнительных мерах по стимулированию внедрения инновационных проектов и технологий в производство» в НГМК сформирован фонд инновационного развития и модернизации. Средства фонда находятся на специальном субсчете в отделении НБ ВЭД РУз г. Навои. Источниками фонда являются часть амортизационных отчислений и часть прибыли предприятия. В настоящее время отрабатывается механизм использования средств указанного фонда.

По результатам I и II ярмарок инновационных идей, технологий и проектов, проходивших в г. Ташкенте, комбинатом были подписаны 20 договоров на общую сумму 537,06 млн. сумов. В результате внедрения этих инновационных разработок получен экономический эффект на 2644 млн. сумов. Снижена фильтрация хвостовой пульпы ГМЗ-1 в подземные воды, повысилось качество взрываемой массы на карьере «Ташкура», повышена эффективность пылеулавливающего оборудования печей обжига известняка Центрального рудоуправления, разработан способ извлечения золота из магнитной фракции с последующим окомкованием, отработана технология складирования хвостов с повышенной плотностью в условиях Марджанбулакского место-

рождения. Разработан способ ротационного фрезерования труднообрабатываемых сплавов чугуна и стали в ПО «НМЗ» с повышением производительности в 1,5-2 раза. Ликвидированы абразии откосов дамб карты хвостохранилища ГМЗ-1.

По программе подготовки к III Республиканской ярмарке инновационных идей, технологий и проектов специалисты НГМК в 2010 г. посетили ТашГТУ, ГУП «Фан ва тараккиёт», ГУП «УзГЕОТЕХЛИТИ» и Навоийский ГГИ. В ходе этих посещений было предварительно рассмотрено свыше 40 научных проектов и разработок. В феврале 2010 г. в ПО «НМЗ» НГМК была проведена презентация 18 проектов ведущих ученых ТашГТУ и 4 проектов ГУП «Фан ва тараккиёт».

На III Республиканской ярмарке инновационных идей, технологий и проектов, проходившей 1-3 марта 2010 г. в УзЭКСПОЦЕНТРЕ, комбинату был предоставлен отдельный стенд, где были размещены цветные плакаты на баннере с проблемными вопро-



Рис. 1. Общий вид здания Центра инновационных технологий НГМК



Рис. 2. Экспозиция выставки инновационных достижений НГМК

сами НГМК; плакаты с результатами внедренных проектов по итогам I и II инновационных ярмарок, демонстрировался видеоролик с инновационными технологиями, выставлялись проспекты, буклеты и макеты 3-х металлорежущих станков производства ПО «НМЗ». Стенд обслуживали квалифицированные специалисты, компетентные в инновационной деятельности. В работе ярмарки приняли также участие 12 ведущих специалистов НГМК в области машиностроения, гидрометаллургии, горного дела, геологии и др. В ходе ярмарки проводились переговоры и обсуждения инновационных проектов ВУЗов, НИИ и отраслевых инновационных центров.

Итогом участия НГМК в ярмарке явилось подписание протоколов о намерениях по 19 проектам на общую сумму 597,0 млн. сумов, в том числе: с НГТИ 4 проекта на сумму 57,0 млн. сумов; ГУП «УзГЕО-РАНГМЕТЛИТИ» - 4 проекта на сумму 180 млн. сумов; ГУП «Фан ва тараккиёт» - 1 проект на сумму 30

млн. сумов; ТашГТУ - 10 проектов на сумму 330 млн. сумов.

В настоящее время ЦИТ НГМК приступил к составлению программы инновационных работ, вытекающих из направлений экономического развития НГМК на период до 2015 г. Такая программа будет презентоваться в ведущих ВУЗах, научных и проектных организациях РУз.

Отрабатывается механизм взаимодействия ЦИТ со службами инновационных технологий подразделений комбината.

Планируется ежеквартальное проведение мониторинга специалистами ЦИТ хода выполнения планов инновационных работ подразделений. Акцент при этом будет делаться на обязательном завершении НИР и инновационных разработок с внедрением и получением экономического эффекта. Для выполнения указанных задач в ЦИТ НГМК имеется штат высококвалифицированных специалистов.

УДК 622.008.01

© Федянин А.С. 2010 г.

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ РАЗРАБОТКИ ИННОВАЦИОННОЙ СТРАТЕГИИ НА ГОРНО-ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Федянин А.С., зам. начальника ПТО Центрального рудоуправления НГМК

Мировой опыт развития горнодобывающей промышленности показывает, что любое горное предприятие в процессе функционирования сталкивается с необходимостью внедрения инновационных технологий на различных стадиях своего развития. Разработка инновационной стратегии должна включать четкую последовательность выбора и оценки факторов позволяющих улучшить функционирование технологической цепочки горного производства с учетом всех звеньев производства и осуществляться поэтапно (рис.).

На первом этапе оценивается деятельность горно-перерабатывающего предприятия, на конкретном этапе работы которого возникла необходимость во внедрении новых технологий. Необходимость осуществления данного этапа обусловлена такими особенностями функционирования горных предприятий как большие финансовые, материальные и трудовые ресурсы, объединенные на основе взаимосвязанной специализации и высокой концентрации производства.

На втором этапе анализируются внешние и внутренние факторы развития предприятия, которые могут оказать существенное влияние на развитие технологических инноваций в будущем.

Анализ внешних факторов заключается в определении государственных приоритетов в недропользовании, которые могут оказать влияние на развитие технологических инноваций, на основании которых происходит формирование ориентиров развития пред-

приятия.

Анализ внутренних факторов заключается в оценке научно-технический потенциала горного производства, который зависит от наличия научно-исследовательских институтов и лабораторий, располагающих мощными экспериментальными и производственными базами. Так же особенностью горнодобывающей отрасли является, потребность в высококвалифицированных производственных кадрах, обусловленная широким кооперированием горных предприятий с предприятиями других отраслей промышленности; параллельное существование внутри одного основного производства различных его типов сформированных с учетом экономических и стратегических факторов развития государства.

На третьем этапе технологии горного производства разделяются по признакам, отвечающим условиям необходимости и возможности осуществления инновационной деятельности. Основными критериями для разделения технологий служат:

- необходимость фундаментальных исследований;
- возможность проведения исследовательских работ на базе собственных институтов;
- заимствование или интеграция готовых разработок с использованием собственного научного потенциала.

На четвертом этапе сравниваются сроки внедрения инновационной технологии со сроком функционирования технологии в производственном цикле,

что является наиболее важным этапом позволяющим перейти непосредственно к оценке перспективности инновационных мероприятий.

Оценка направлений внедрения с учетом сроков существования технологии предусматривает два пути развития:

1. Если время внедрения инновации значительно меньше срока существования технологии, возможна полная замена существующей технологии на инновационную.

2. При времени внедрения инновации сравнимом с временем существования технологии, необходимо сделать выбор между заменой технологии в производственной цепочке на новую и принципиальной модернизацией технологии с сохранением ее основных принципов.

Инновация имеющая срок внедрения больше срока существования технологии в производственной цепочке не рентабельна.

На пятом этапе оцениваются потребности в материальных и людских ресурсах для внедрения выбранной технологии. Важным аспектом является влияние инновации на сырьевую базу горного предприятия, т.к. возможно что в настоящее время ресурсы для полного внедрения будут ограничены, однако внедрение может расширить минерально-сырьевую базу предприятия, тем самым повысив его потенциал.

В зависимости от обеспеченности ресурсами существует два варианта стратегии внедрения инновации:

Вариант 1. Значительная сырьевая база горного производства и высокая ликвидность продукции, при необходимости полной замены используемой технологии на инновационную позволяет использовать собственный научный потенциал при этом предприятие не имеет жестких границ на сроки внедрения. Стратегия предприятия в целом направлена на инвестирование средств в перспективные технологические инновации.

Вариант 2. Предприятие эффективно использует имеющиеся у него ресурсы, вкладывая их в высокоперспективные технологические инновации, при этом существует необходимость срочного повышения экономической эффективности одного из звеньев производства. Стратегия в этом случае должна быть направлена на использование последних достижений в



Рис. Последовательность разработки инновационной стратегии на горно-перерабатывающих предприятиях

области автоматизации систем управления и повышения качества существующих технологических звеньев без замены технологии в целом. При такой стратегии необходимо установить жесткий контроль за направлением инвестиций.

На шестом этапе оценивается экономический эффект от внедрения инновации, выявляются возможности максимального использования рыночных ниш для ее использования с целью увеличения собственных доходов и сокращения до минимума риска копирования новинки конкурентами.

На седьмом этапе оценивается влияние инновации на сырьевую базу горного предприятия, делается заключение о возможности изменения кондиций, делается подсчет прироста запасов или возможности переработки нового сырья.

Логическим завершением разработки стратегии служит **восьмой этап** на котором выбираются новые направления развития горного предприятия с учетом улучшения экономического положения и увеличения сырьевой базы.

Таким образом, рассмотренная методика является инструментом эффективного принятия управленческих решений для развития горнодобывающего предприятия, позволяющим объединить интересы государства и конкретного производителя, стимулировать развитие инновационной деятельности и внедрение в производство наукоемких технологий.

ИННОВАЦИОННЫЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССЕ ОРОШЕНИЯ ВЫЩЕЛАЧИВАЕМОЙ РУДЫ

Василюк П.А., начальник рудника «ЦКВЗ» Центрального рудоуправления НГМК; **Сагитов Р.Х.**, главный инженер рудника «ЦКВЗ» Центрального рудоуправления НГМК

Годы обретённой независимости Узбекистана ещё раз подтвердили мудрый постулат руководства республики – не разрывая налаженных экономических связей, стремиться к экономической независимости и интеграции в мировую экономику.

Ярким примером этой политики является деятельность рудника «ЦКВЗ» Центрального рудоуправления Государственного предприятия «Навоийский ГМК». Сложный переходный период становления рудника заставил специалистов различных направлений сплотиться при решении задачи минимизации импортных закупок запасных частей, материалов и реагентов.

Одним из направлений этой работы стал переход на отечественные капиллярные (эмиттерные) трубки для орошения рудных штабелей кучного выщелачивания золота. Импортная технология изготовления и приёмы эксплуатации трубок (рис. 1), берущая своё начало в 80-х гг. прошлого века, была отработана досконально, но никто не собирался делиться секретами производства, а приобретение лицензий на их выпуск на отечественных предприятиях дорого и оплата лицензии производится в конвертируемой валюте.

Руководством комбината была поставлена задача поиска отечественного производителя, согласного на совместную разработку этого направления, и ташкентская фирма «МАКСУС ПОЛИМЕР» включилась в работу.

Первая экспериментальная партия трубок из 18 бухт по 300 метров каждая, необходимые для монтажа одной ячейки (а таких ячеек параллельно с укладкой руды в рабочие панели орошаемой части рудного штабеля монтируется до 15-ти в месяц) не выдерживала не только критики, но и капризов погоды нашего региона с его резко континентальным климатом, при котором перепады дневных и ночных температур достигают десятков градусов, что вызывало не только

деформации, но и разрывы трубок (рис. 2).

А это высокая трудоёмкость работ, связанных с переукладкой трубок на аварийных участках (рис. 3), потери прокачек раствора через рудный штабель и, как следствие, резкое снижение процента извлечения золота при выщелачивании.

Наступившие продолжительные морозы (до минус 25°C) суровой зимы 2007-2008 гг. привели к полному коллапсу орошения экспериментальной ячейки (рис. 4).

Первые обескураживающие результаты не убавили оптимизма разработчиков, а лишь заставили энергичнее взяться за доработки, так как запасы трубок импортного производства подходили к концу. При этом для оперативности связи производитель-потребитель и интенсификации опытно-промышленных исследований одинаково учитывались замечания, как главных специалистов рудника «ЦКВЗ» так и рабочего персонала напрямую связанного с эксплуатацией трубок. Исследования выявленных недостатков производились в экспрессном режиме, что называется «с колёс», а в технологию производства тут же вносились корректировки, и новая опытная партия в июне 2008 г. отправилась для полевых испытаний. Требования эксплуатационников рудника по повышению эластичности и термостойкости трубок изготовители выполнили, что показали эксплуатационные работы и исследования в лаборатории рудника. Но при этом не были соблюдены технические характеристики – штуцеры некоторых эмиттеров были невыдержанны по диаметру, прослаблено соединялись с подающими раствор трубками, трубки имели различную толщину по длине, что приводило к разрывам соединений, и как следствие, остановкам орошения на период устранения неполадок. Замечания были сразу же доведены до изготовителей, а на период проведения доводочных работ эксплуатационники,



Рис. 1. Орошение при помощи импортных трубок



Рис. 2. Деформация и разрыв трубок

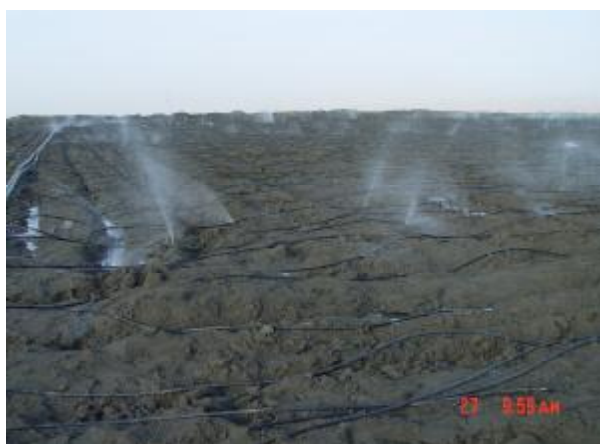


Рис. 3. Аварийная ячейка с неравномерным переизбыточным орошением руды

проявив рабочую смекалку, в целях недопущения остановки орошения в экспериментальной ячейке, вынужденно создавали симбиоз отечественных подающих шлангов с восстановленными импортными эмиттерами, бывшими в эксплуатации. Специалистами фирмы «МАКСУС ПОЛИМЕР» в течение 2008 г. была проведена большая работа по улучшению состава полимера для изготовления эмиттерных трубок удовлетворяющих всем требованиям эксплуатационников, а это давление до 5 атмосфер, термостойкость – перепад температуры зимой до минус 25⁰С и летом до плюс 50⁰С. И результаты не заставили себя долго ждать. В сентябре 2008 г. настал день, когда трубки в процессе эксплуатации показали отличные результаты, не уступающие импортным аналогам. Многолетняя (2008-2010 гг.) эксплуатация трубок, как в статическом (непрерывное орошение), так и в динамическом (по графику включения и отключения орошения для интенсификации процесса выщелачивания) режимах орошения рудного штабеля, с различными показателями производительности орошения от 5 л/ч² до рекордных 25 л/ч² позволила с высокой эффективностью проводить процесс кучного выщелачивания, забыть об аварийных отключениях орошаемых площадей, о бесконечных монтажно-демонтажных работах пришедшего в негодность материала трубок. Морозы февраля 2010 г.



Рис. 4. Торосы из цианистого раствора, образовавшиеся из-за разрыва неэластичных и нетермостойких трубок



Рис. 5. Состояние орошаемых площадей, обвязанных эмиттерными трубками отечественного производства, в продолжительные (свыше 2-х недель) морозы (до минус 20⁰С) зимы 2010 г.

ещё раз подтвердили высокое качество проведённых работ – ни одного разрыва капиллярных трубок (рис. 5). Совместный труд фирмы-производителя и технологического персонала рудника «ЦКВЗ» заслуженно увенчался успехом, стабилизировав процесс орошения выщелачиваемой руды, что позволяет уверенно смотреть в завтрашний день, экономя Родине золотовалютные резервы для других насущных проблем.

УДК 622.7.553/09.001

© Эшев О.К., Набиева И.А., Курбанов А.А. 2010 г.

АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ОГНЕСТОЙКИХ МАТЕРИАЛОВ ИЗ МИНЕРАЛЬНЫХ ВОЛОКОН

Эшев О.К., старший преподаватель кафедры «Материаловедение» Бух ТИПилП; **Набиева И.А.**, зав. кафедрой «Химическая технология и дизайн волокнистых материалов и бумаги» Ташкентского текстильного института легкой промышленности, канд. техн. наук; **Курбанов А.А.**, доцент кафедры «Электроснабжение» НГИ, канд. техн. наук

Технический прогресс XX века в определяющей степени был связан с созданием и широким применением огнеупорных материалов. Наиболее прием-

лемым сырьем для получения нового класса таких материалов с уникальными свойствами показали себя горные минеральные породы: асбест, базальты

и диабазы. Для изготовления огнеупорных тканей широко используются минеральные волокна - углеродные, асбестовые, стеклянные и базальтовые.

Углеродные волокна, это волокна, состоящие в основном из углерода. Углеродные волокна (рис. 1) обычно получают термической обработкой химических или природных органических волокон, при которой в материале волокна остаются главным образом атомы углерода. Температура обработки может составлять менее 900°C (такие углеродные волокна содержат 85-90% углерода), 900-1500°C (95-99%) или 1500-3000°C (более 99%). Помимо обычных органических волокон (чаще всего вискозных и полиакрилонитрильных), для получения углеродных волокон могут быть использованы специальные волокна из фенольных смол, лигнина, каменноугольных и нефтяных пеков. Из-за сложности технологического процесса получения названного волокна на практике широко применялись асбестовые волокна [1, 2].

Асбест – в переводе с греческого языка (рис. 2) означает «неиссякающий», «неугасимый», «неослабевающий», – буквально, неразрушимый - довольно романтическое название этого уникального природного минерала. Другое, не менее романтическое, название минерала - «горный лен», потому что асбест способен расщепляться на тончайшие длинные волокна толщиной до 0,5 мкм. Уникальные свойства минерала были основой для многих легенд об асбесте. В одной из наиболее известных легенд асбест называют шерстью саламандры загадочной ящерицы, живущей в огне. На Урале с давних времен асбест называли каменной куделей, из которой ткали салфетки и скатерти, не горящие в огне.

Среди разновидностей асбеста выделяют серпентин-асбест хризотил-асбест и антитермит-асбест (баститовый асбест) и амфибол-асбест (тремолит-асбест, актинолит-асбест, крокидолит-асбест, амозит-асбест).

Химический состав весьма изменчивый. Например, амфибол-асбест: окись магния (MgO) 6-7%, окись и закись железа (FeO , Fe_2O_3) 34-44%, окись алюминия (Al_2O_3) 5-10%, двуокись кремния (SiO_2) 49-53%; хризотил-асбест: окись магния (MgO) 38-41%, окись алюминия (Al_2O_3) 1-1,5%, окись и закись железа (FeO , Fe_2O_3) 0,3-4%, двуокись кремния (SiO_2) 41-43%, вода (H_2O) 13-14%. Цвет - белый,



Рис. 1. Разновидность углеродистого волокна

серый, темный, серо-синий (хризотил-асбест желтый, бронзовый). Блеск - шелковистый. Прозрачность - просвечивающий, непрозрачный. Черта - белая, светло-серая.

Название асбест относится к группе тонковолокнистых минералов из класса силикатов, которое относится к базальту и к асбесту. В работе авторов освещены современные состояния переработки асбеста, его возможности недостатки [3-5]. Приводятся сведения о материалах, полученных на основе асбеста. В последнее время переработка асбестового минерала и получение на его основе товаров с выходом на мировой рынок имеет отрицательные отклики.

Установлено, что асбест среди минералов отличается своей вредностью для человеческого организма, т.к. он является основным источником возбудящих заболеваний, таких как асбестоз и рак. Медиками установлено, что асбестоз является профессиональным заболеванием со своими негативными последствиями. Острота данной проблемы пока существует, так как пока не найдены до конца возможности безвредной переработки асбеста, с получением экологически чистой для организма человека продукции. Помимо этого, многие страны мира уже открыто отказались от асбеста и от материалов полученных на его основе [1-3].

Использование минеральных ресурсов и создание на их основе безвредных материальных средств с одним асбестом неограничен. Этому можно убедиться при рассмотрении возможностей стеклянных волокон, которые по своим специфическим показателям намного превосходят асбестовые материалы. Кроме того, в технических источниках мы не нашли серьезных, отрицательных откликов в адрес стеклянных огнеупорных материалов.

Структуру тонких стеклянных волокон исследовали ряд авторов: А. Гриффитс, А. Зак, А. Бартеков, М.С. Асланова, Г.И. Бартеков, А.Н. Бовкуненко и многие другие. Установлено, что молекулярная



Рис. 2. Разновидность асбестового волокна

ориентация при вытягивании стеклянных волокон часто затрудняет процесс, что приводит к замедлению технологического процесса и в последствии к дополнительным затратам. Кроме этого в области тонких волокон происходит ориентация цепочек или сильных и сложных связей [6-7].

Стеклянное волокно - это не последнее из минеральных волокнистых материалов на практике. Широко применяются также минеральная вата, шлаковата, стекловолно и стекловата, являющиеся основными видами минеральной теплоизоляции, применяемой сегодня в строительстве. По поводу первых трех все ясно – современная минеральная теплоизоляция, производство которой преимущественно осуществляется за границей, обладающая соответствующим хорошим качеством. А вот стекловата и стекловолно, которые знакомы строителям еще из советских времен, неужели они до сих пор используются для теплоизоляции помещений? Используются. Но это уже абсолютно новая, усовершенствованная стекловата. Главное достоинство современной стекловаты – безопасность. Это негорючий утеплитель, мягкий на ощупь, не вызывающий раздражения на коже человека, отвечающий всем требованиям и нормам строительных материалов.

Стекловата - универсальный утеплитель. Ее можно применять в совершенно различных по температурным показателям зонах. Это из-за структуры материала: стекловолно способно удерживать неподвижный воздух. Температура в помещении остается стабильной и зимой и летом. Еще одно достоинство стекловолна и стекловаты – тепло-звукоизоляция [5-7].

Виды стекловаты и стекловолна различаются в зависимости от области применения. Существует стекловолно для наружных стен, скатных крыш и горизонтальных поверхностей. Каждый из видов материала в зависимости от предназначения различается по свойствам: у одного повышенные звукоизоляционные, у другого теплоизоляционные. Формы также различные: рулоны, плиты и т.д. [7]. Следует добавить, что в Узбекистане отсутствует производство по выпуску стеклянных волокон. Поэтому выбор имеющегося опыта в производстве нашей страны позволяет нас нацеливать на переработку огнестойких тканевых материалов на основе базальта, так как в настоящее время в нашей стране широко практикуется производство базальтосиликатных материалов.

Базальт - название от эфиопск., basal - железосодержащий камень имеет сложный химический состав [1, 2, 5, 9]. Базальтовые магматические породы образовались путем застывания расплавленных, в большинстве случаев силикатных, иногда окисных, сульфидных или карбонатных магм, поднявшихся под влиянием тех или иных геолого-тектонических процессов из глубин земной коры. Базальтовые

магмы либо, постепенно охлаждаясь, застывали внутри земной коры, либо изливались на поверхность земли.

Базальт, издавна оправдавший себя природный минеральный сырьевой материал. Люди в Эфиопии еще сотни лет назад знали о возможностях базальтовой породы. Ученые еще в XIX открыли возможности получения из базальта кристаллические волокна. Базальты и диабазы – это высокостабильные по химическому и минералогическому составу эксклюзивные магматические горные породы, запасы которых в мире практически не ограничены и составляют от 25 до 38% площади занимаемой на Земле всеми магматическими породами. Залежи жидкой магмы и расположении базальтовой породы показаны на рис. 3 [1, 2].

Базальт и диабаз отличаются друг от друга размерами зерен, т.е. базальт является мелкозернистой породой, а диабаз крупнозернистый. На территории нашей республики базальтовые породы обнаружены в Ферганской долине, Джизакской, Ташкентской и Навоийской областях.

Наша республика имеет многочисленные открытые и подземные природные богатства. Однако, данный дар природы пока сохраняет в себе многие неизученные и неиспользованные полезные ископаемые, которые подлежат исследованию.



а)



б)

Рис. 3. Базальтовая лава и образование на ее основе базальтовой породы: а) базальтовая лава, б) залегание на поверхности земли базальтовой породы

Результаты проведенных научно-исследовательских работ показали влияние следующих факторов на переработку базальта: составляющие его химический состав элементов, степень заселенности почвы месторождения и физико-механические свойства породы. Однако есть предположение о том, что геометрические параметры зерен породы могут влиять на структуру и на геометрические параметры базальтовых волокон. Подобное может случиться даже в том случае, если строго придерживаться технологического режима переработки базальта для получения волокон. Так как и в таком строгом режиме у полученных базальтовых волокон структура будет выглядеть по-разному. Подтверждение этому дает анализ электронно-микроскопического изображения структур базальтовых волокон, полученных из базальтовых пород, изъятых из разных месторождений (рис. 4).

Данное предположение подтверждается еще тем, что базальт и диабаз отличаются друг от друга в основном геометрическими размерами зерен. Диабаз - крупнозернистая, а базальт мелкозернистая порода. Поэтому базальт легко перерабатывается и дает качественные продукции, чем диабаз [1]. Волокно сужается, т.е. тончает при уменьшении зерен. Тогда, если судить по рисункам, то самое тонкое волокно - это базальтовое, полученное из породы «Асмансайского месторождения». Наши предположения приводят к выводу, что если базальт перерабатывается для получения базальтоволонистых материалов, то назначение данной продукции могут предопределять не только его химический состав, степень заселенности почвы месторождения и физико-механические свойства породы, но и структура полученных волокон.

Если рассмотреть в совокупности изделия, получаемые производителями на основе базальта, то можно заметить следующее. Из всей производимой продукции из базальта основная доля изделий приходится на материалы, полученные на основе базальтового волокна - намного превосходящего по своим потребительским, физико-механическим и другим свойствам другие минеральные волокна. В

качестве примера приведем краткую классификацию изделий полученных на основе огнеупорного базальта, применяемых в разных направлениях в пользу человечества.

Классификация и техническая характеристика базальтовых волокон и изделий на их основе, производимых в России и Украине показывают, что базальтовые волокна являются биологически нейтральным материалом, а изделия из этих волокон - негорючие и не взрывоопасные. Базальтовые композиты могут на практике заменить многие традиционно используемые материалы. Срок службы изделий из базальтовых волокон, без ухудшения технических свойств, превышает 50, а иногда 100 лет.

Главными преимуществами базальтовых волокон являются:

- низкий коэффициент теплопроводности + 0,038 W/(mK);
- температура применения от -260°C до $+900^{\circ}\text{C}$;
- высокая вибростойкость;
- негорючесть и пожаробезопасность;
- высокая химическая стойкость в щелочных и кислых средах;
- низкая гигроскопичность;
- экологическая безопасность.

На основе штапельных базальтовых волокон выпускается ассортимент новых эффективных базальтопластиковых материалов для теплоизоляции тепловых агрегатов машин, что дает возможность существенно повысить их технико-экономические характеристики.

На рис. 5 приведена классификация продукции получаемой на основе базальта материалов, которые не только превосходят других минераловолонистые материалы по вышеперечисленным свойствам, но и отличаются своей хорошей огнеупорностью. Хотя базальтовые волокна имеют четыре разные группы волонистости, но любые волокна входящие в приведенные группы материалов имеют свои конкретные назначения. Есть недоказанные

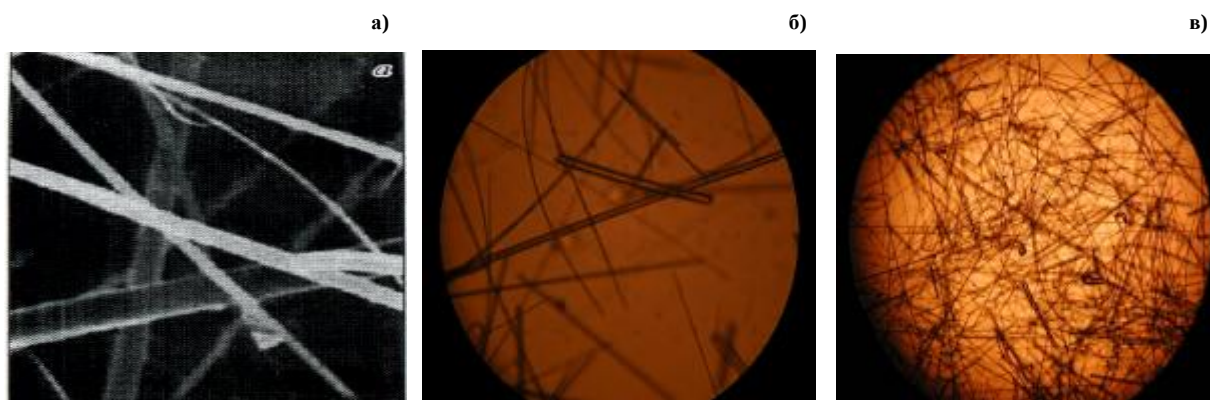


Рис. 4. Электронно-микроскопическое изображение базальтового волокна: а) изображение базальтового волокна Ключевской сопки; б) изображение базальтового волокна «Айдаркульского месторождения» и в) изображение базальтового волокна «Асмансайского месторождения»

доводы о том, что они могут быть большими.

Одним общеизвестным преимуществом базальтовых волокон является его теплоизоляционные свойства. Повышение эффективности теплоизоляции базальта дает возможность повысить стабильность технологических процессов, где имеется большая потребность сохранении тепла. Применение теплоизоляционного материала позволяет уменьшить энергетические затраты, что в конечном итоге снижает себестоимость выпускаемой продукции, улучшает условия труда, увеличивает срок службы изолируемых изделий.

Эффективность этих процессов определяет теплофизические свойства базальтоволокнистых материалов с учетом их механической структуры, пористости и химической природы волокна. Характерная особенность механической структуры, например, штапельных базальтовых волокон заключается в том, что волокна находятся в беспорядочном расположении. Поэтому между волокнами имеются разные прослойки в виде пор разной величины и разного расположения.

Учитывая термостойкость базальтовых волокон, а также гладкость их поверхности при одновременно высокой прочности, имеется возможность применения их для фильтрации высокотемпературных газов, жидкостей и даже расплавов [9]. В виду низкой теплопроводности базальта, изделия на основе этого материала могут быть применены и в других областях, например, в изделиях космического назначения, в изоляции поверхности космических устройств, в других областях техники.

Немаловажной характеристикой материалов являются звукопоглощающие свойства. Можно предположить, что, имея высокоразвитую пористую структуру и беспорядочное расположение волокон, базальтоволокнистые материалы обладают достаточно хорошим звукопоглощением. Исследованиями

установлено, что звукопоглощающие свойства базальтоволокнистых материалов зависят от частоты звука, толщины слоя волокна, его плотности и других факторов. Для средних и высоких частот исследуемые волокна имеют более эффективные звукопоглощающие свойства, чем для низких.

Базальтовые волокна нашли применение для получения искусственных субстратов выращивания растений в условиях защищенного грунта, а также в экологически замкнутых системах. Отличительными особенностями полученных материалов являются отсутствие пылевыведения, улучшение агротехнических свойств.

Холсты из базальтовых микро-, ультра-, супер-тонких и стекломикростеклянных штапельных волокон получают путем формирования первичного базальтового волокна из расплава горных пород из сырья по ТУ У 88.023.022-96 с дальнейшим раздувом его в базальтовые штапельные супертонкие волокна и последующим формированием из них холста методом осаждения волокон на сетчатые структуры.

Холсты представляют собой слой перепутанных штапельных волокон, скрепленных между собой силами естественного сцепления, и предназначены для изготовления теплозвукоизоляционных, звукопоглощающих материалов и могут использоваться в промышленном и гражданском строительстве, авиа-, судостроении, автомобилестроении, в тепловой, гидро- и атомной энергетике, в бытовых нагревательных приборах, криогенной технике и других отраслях. Такие холсты относятся к несгораемым материалам с температурой применения от - 260°C до + 900°C [7, 8].

Разработана технология ровинга из стеклянных базальтовых комплексных нитей, примеры которых показаны на рис. 4. Ровинг из стеклянных базальтовых комплексных нитей предназначен для получения тканей различной структуры и плотности, оклейки



Рис. 5. Классификация базальтовых волокон и изделий

Таблица

Сравнительные технические характеристики базальтового волокна со стекловатой (данные фирмы «Тизоль-Н»)

Технические показатели	Базальтовое волокно	Стекловата
Плотность, kg/m ³	До 23	70
Теплопроводность, W/mK	От 0,03 до 0,08	От 0,116 до 0,186
Рабочая температура, °C	-260 до +800	От -60 до +400
Пожарная квалификация	ИСО СТ СОВ 387 (несгораемый)	-
Стандартный размер мата, mm	1400×1200×130	-
Стандартный размер рулона	Длина от 10 до 20 mm Ширина от 0,2 до 1,8 m Толщина от 0,1 до 0,5 m	-

теплоизоляционных шнуров, армирования композиционных материалов - базальтопластики различного профиля. По заказу потребителей ровинг из стеклянных базальтовых нитей может выпускаться с диаметром элементарных волокон более 14 мкм. Предельные диаметры элементарного волокна лежат в пределах от 8 до 25 мкм.

В последнее время на мировом рынке широко рекламируется маты прошивные теплозвукоизоляционные на основе стеклянных штапельных тонких и утолщенных волокон из горных пород. Также без ограничения срока действия. Такие маты изготавливают без обкладки или с обкладкой с одной или с двух сторон, и предназначены для тепловой изоляции конструкций в гражданском, жилищном и промышленном строительстве в качестве тепловой изоляции при температуре изолируемых поверхностей от - 260°C до + 900°C, а также для изготовления звукопоглощающих и звукоизоляционных конструкций, фильтров газоздушных и жидких сред. Размеры матов должны соответствовать следующим значениям:

- длина от 500 до 5000 mm с интервалом изготовления 500 mm;
- ширина от 500 до 2000 mm с интервалом изготовления 500 mm;
- толщина от 10 до 100 mm с интервалом изготовления 10 mm.

Плотность матов в зависимости от исходных материалов колеблется от 22 до 64 kg/m³.

Последние годы производители начали применять на практике старую технологию изготовления грубых волокон из базальтовых горных пород, из которых изготавливают фибробетон, лечебные и фильтрообразующие материалы.

Грубые волокна обладают не только низкой гиг-

роскопичностью, но и минимальной водоудерживающей способностью. По сравнению со стеклянными, грубые волокна, имеют большую пароводошелоустойчивость, более высокую температуру применения. Волокна разработаны для дисперсного армирования бетонных, железобетонных и асбестоцементных строительных изделий и

конструкций в промышленном и сельском строительстве.

Изучение и анализ достижений перерабатывающих базальтовую породу предприятий показали, что хотя в нашей республике переработкой базальтовой породы занимаются более десяти фирм с ограниченными возможностями, но их производимая продукция используется только в качестве теплоизоляционного материала. В качестве примера, в табл. приводятся сопоставительные технические характеристики базальтового волокна производимой фирмы «Тизоль-Н» со стекловатой. Так как фирмами другие материалы на основе базальта не выпускаются, то приходится ограничиваться только данными этой табл.

Полученные сведения от патентных данных и из литературных источников, а также от фирм, выпускающих базальтовые волокна, свидетельствуют о том, что применение базальтового волокна на мировом рынке вышло за рамки использования их в качестве изоляционного материала. Имея в нашей республике огромные природные запасы базальтового минерала, считаем целесообразным изучение дальнейших возможностей использования данного минерала.

Из краткой сравнительной характеристики минеральных волокон видно, что базальтовое волокно имеет коэффициент теплопроводности в 4 раза ниже, чем изделие из стекловаты, в два раза, чем изделия из асбестовых волокон и тем самым оно на столько раз экономически эффективнее. Поэтому базальтовое волокно имеет превосходную перспективу. Таким образом, использование базальтовых волокон из горных пород позволяет создать новые перспективные материалы и технологии, продукция которых имеет неограниченный срок действия.

Список литературы:

1. Лучинский В.И. Петрография. Госгеолиздат-1949 г. стр. 213-225
2. Буллах А.Г. Общая минералогия. СПб.: Изд. Петроградского университета.1999.
3. Станцо В.В. Асбест из Асбеста. "Химия и жизнь", 1983, № 2
4. Nagel M.C. Is Your Lab Really Free From Asbestos? Journal of Chemical Education, 1988, Vol. 65, № 3
5. Air Quality Guidelines for Europe, 2nd Ed. WHO Regional Publications, European Series, № 91, 2000
6. Электронный научно-информационный журнал «Вестник Отделения наук о Земле РАН» №1 (21) 2003 URL: http://www.scgis.ru/russian/cp1251/h_dgggms/1-2003/informbul-1/magm-5.pdf
7. Курбанов А.А. и др. Отчет НИР за 2008 г, НГГИ. 145 стр.
8. Курбанов А.А. Специфические особенности базальтов Кызылкума. Монография. Изд. «Фан.». 2009 г. Стр.160.
9. Курбанов А.А. О проблемах фильтрации газа, жидкости и о материалах фильтров Узбекистон кончили хабарномаси, 2010г № 1 87-90

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УГЛА ЕСТЕСТВЕННОГО ОТКОСА ШАРООБРАЗНЫХ ЧАСТИЦ ПОРОДЫ, ЛЕЖАЩИХ НА ПЛОТНО УПАКОВАННОЙ ШЕРОХОВАТОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Тошов Б.Р., заведующий кафедрой «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; Нахангов Х.Н., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

С обретением независимости Республики Узбекистан, в соответствии с комплексными структурными преобразованиями, осуществляются последовательные шаги по совершенствованию и развитию организационной структуры управления качеством окружающей среды и природоиспользованием. В условиях проводимых экономических реформ, перехода к рыночным отношениям, роста населения и городов, увеличения объёмов транспортных перевозок, интенсификации сельскохозяйственного и промышленного производства решение проблем охраны окружающей среды и связанных с ними вопросов рационального использования и воспроизводства природных ресурсов стало важнейшей государственной задачей [1-3].

Вблизи промышленных районов наблюдается загрязнение почв, атмосферного и водного бассейна цинком, свинцом, медью, кадмием, мышьяком, никелем, молибденом и другими токсикантами, значительно превышающими предельно допустимые нормы.

Миллионы тон отходов вскрыши месторождений, отработываемых АГМК, НГМК и отходы предприятий химического производства создали новые «рукотворные горы», которые в настоящее время рассматриваются как техногенные месторождения. Создание производств для комплексной разработки техногенных месторождений позволит решить ряд проблем горняцких городов и районов [1]:

- уменьшить нагрузку на местные рынки труда;
- увеличить объёмы средств, поступающих в местные бюджеты;
- снизить экологическое загрязнение окружающей среды.

Пока проблемы использования и переработки техногенных месторождений получают свои решения, надо найти пути снижения экологического загрязнения окружающей среды, так как эти месторождения являются источником запыления. Во время этого процесса твердые фракции промстоков (отходы обогащения) после их осушения легко подвергаются разрушению ветром, также легко переносятся по воздуху, образуя периодические пыльные бури, что приводит к рассеиванию механических и химических загрязнений в почвенном покрове и в поверхностных водах. Эти явления яв-

ляются частью движения многофазной среды. Пионерские исследования в этой области были проведены представителями Ташкентской школы механиков во главе с Х.А. Рахматуллиним и Д.Ф. Файзуллаевым. Монография, выпущенная ими, была переведена в США на английский язык. С выходом в свет этой монографии прошел достаточный срок и в настоящее время исследования в этой области в теоретическом и прикладном плане достигли значительных успехов.

Одной из разновидностей движения многофазной среды является эрозионный процесс, т.е. снос твердых частиц газообразной или жидкой фазой. В природе встречаются различные виды эрозии: пыльные и снежные бури, водная эрозия. По происхождению можно отличить гидроэрозию металлов вызванную кавитацией жидкости (например в турбинах), бомбардировка поверхности частицами, движущихся со сверхзвуковой скоростью; унос массы потоком из нагретой поверхности (из практики освоения космоса), унос почвы из-за наземных и подземных взрывов и многих других. Как можно судить из приведенных примеров, эрозионный процесс, в основном, характеризуется как отрицательный фактор и можно привести единичные примеры использования эрозионных процессов в народном хозяйстве, как например, шлифовка крупноразмерных и сложной формы изделий в кипящем слое абразивных частиц.

В связи с этим изучение возникновения и развития эрозионных процессов является важной и актуальной проблемой. Знание закономерности протекания эрозионных процессов позволяет создать научно-обоснованные способы управления этими процессами и направлять это на пользу обществу. Одним из распространенных противоэрозионных мероприятий горного производства является построение дамбы и пруд-осветителя вокруг отвалов. Конструкционные параметры и размеры дамбы и пруд-осветителя зависят от параметров (траектория, высота подъема и длина перелета) движения эродированных частиц.

Для определения траектории твердых фракций породы различного размера [2] под действием ветрового потока необходимо знание угла его подъема.

Данные [2] свидетельствуют о том, что:

1. Если обтекаемая поверхность и шарообразная частица гладкая, то под действием потока твердая частица катится по поверхности. Если частица имеет неправильную форму и сплюснена, то частица может скользить по поверхности.

2. Частица отрывается от поверхности благодаря отскоку частиц на шероховатости поверхности, и угол подъема частиц зависит от форм шероховатости. Во время эксперимента наблюдался вертикальный подъем частиц у шероховатости прямоугольной формы.

3. Частица, находящаяся между шероховатостями отрывается с различными углами в зависимости от размеров шероховатости и частиц породы под действием турбулентного потока.

Кроме этого натурные исследования свидетельствуют о том, что песчинки подскакивают почти вертикально.

Как видно из вышеизложенного, частица в зависимости от размера шероховатости поверхности, уносится под различными углами. Этот процесс имеет непосредственную связь с углом естественного откоса частиц породы.

Для описания этого процесса в самом простом случае шероховатость поверхности представим как горизонтальную поверхность с закрепленными и плотно упакованными шарообразными частицами размером k . На этой поверхности лежит шарообразная частица M размером d массой m . Во время опирания шарообразных частиц M на шерохо-

ватую поверхность может быть два случая:

Опираание шарообразных частиц M на три плотно упакованных шара и опириание шарообразных частиц M на четыре плотно упакованных шара.

В обоих случаях опириание частицы происходит под действием силы тяжести mg частицы M . Если заменить опириание соответствующими реакционными силами, то процесс отрыва частиц происходит под каким-то углом α , соответствующим, когда реакция опор равна нулю. Эти задачи сводятся к определению реакции опор шара M , массой m лежащих на плотно упакованном слое шаров. Слой шаров наклонен к горизонту под углом α (рис. 1, а). Рассмотрим случай опириания одного шара на три шара. Определяем опорные реакции в точках касания от угла α , а также предельное значение этого угла, когда шар M массой m лежит на плотно упакованном слое шаров (рис. 1, б). Опириание шара M в точках A , B и C на три шара с центрами A_1 , B_1 и C_1 .

При этом $\Delta A_1 B_1 C_1$ расположен так, что диаметральная ось $A_1 B_1$, проходящая одновременно через оба нижних шара к вертикальной плоскости, содержащей центр шара M , является плоскостью симметрии рассматриваемой системы шаров и одновременно – плоскостью наибольшего ската (рис. 1, б).

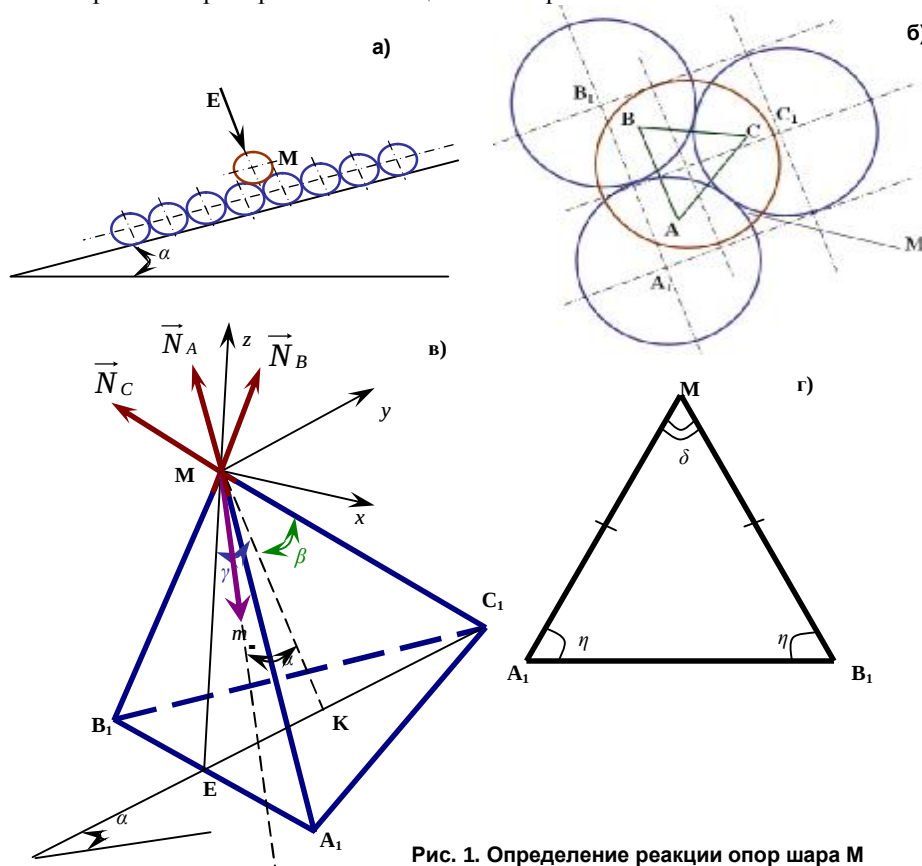


Рис. 1. Определение реакции опор шара M

Центры шаров M , A_1 , B_1 и C_1 располагаются в вершинах трехгранной пирамиды, длина боковых ребер которой равна d , а основание – правильный треугольник со стороной k (рис. 1, в).

Реакции шаров $\vec{N}_A$, $\vec{N}_B$ и $\vec{N}_C$ направлены соответственно по ребрам $A_1 M$, $B_1 M$ и $C_1 M$ пирамиды, т.е. линии действия реакции сходятся в этой же точке M , но сила тяжести $m\vec{g}$ шара M приложена в этой же точке, на шар действует пространственная сходящаяся система из четырех сил, уравнение равновесия которой в системе координат $Mxyz$ (ось Mz является продолжением апофемы EM , составляющей с высотой MK пирамиду с углом γ , а ось Mu лежит в плоско-

сти наибольшего ската).

В равнобедренном треугольнике ΔMA_1B_1 углы основания равны η , угол вершины δ (рис. 1, г).

$$\sum X_k = -N_A \cosh + N_B \cosh = 0$$

$$\sum Y_k = mg \sin(g - a) - N_C \sin(b + g) = 0 \quad (1)$$

$$\sum Z_k = -N_A \sinh + N_B \sinh + N_C \cos(b + g) - G \cos(g - a)$$

откуда:

$$N_A = N_B = \frac{mg \sin(a + b)}{2 \sinh \sin(b + g)}; N_C = \frac{mg \sin(g - a)}{\sin(b + g)},$$

$$\text{где } \sinh = \frac{\sqrt{d(2k + d)}}{k + d}.$$

Из правильного треугольника $\Delta A_1B_1C_1$ имеем:

$$EC_1 = \sqrt{k^2 - \frac{k^2}{4}} = \frac{k\sqrt{3}}{2} \quad KC_1 = \frac{2}{3} C_1E = \frac{\sqrt{3}}{3} k$$

$$EM = \sqrt{\frac{(k + d)^2}{4} - \frac{k^2}{4}} = \frac{1}{2} \sqrt{2kd + d^2}.$$

$$\text{тогда } \sin b = \frac{KC_1}{MC_1} = \frac{2\sqrt{3}k}{3(k + d)}.$$

Из равнобедренного треугольника ΔA_1EM находим угол γ в радианах:

$$g = \arcsin\left(\frac{EK}{EM}\right) = \arcsin\left(\frac{\frac{\sqrt{3}}{6} k}{\frac{1}{2} \sqrt{2kd + d^2}}\right) = \arcsin\left(\frac{k}{\sqrt{6 \cdot k \cdot d + 3 \cdot d^2}}\right) \quad (2)$$

Предельное значение угла α достигается в тот момент, когда при постепенном увеличении наклона плоскости $A_1B_1C_1$ к горизонту давление верхнего шара M на опорный шар C_1 станет равным нулю и следовательно $N_C = 0$, т.е. $\sin(g - a_{пред}) = 0$ и $a_{пред} = g$.

На рис. 2 показано изменение угла отрыва твердых частиц в зависимости от размеров слагающих (k) и отрывающих (d) частиц в радианах.

Линия $\gamma_1(d)$ до $\gamma_{10}(d)$ соответствует различным размерам шероховатости соответственно: от $k=0,1$ до $1,0$ mm.

Делением числителя и знаменателя (2) выражения на d , получим зависимости угла наибольшего ската от безразмерных параметров ψ в градусах:

$$a_{np.} = g(y) = \frac{180}{p} \cdot \arcsin \frac{1}{\sqrt{3 \cdot y \cdot (2 + y)}}, \quad (3)$$

$$\text{где } y = \frac{d}{k}.$$

На рис. 3 показано изменение угла наибольшего ската (отрыва) от безразмерных параметров, определяющих размеры слагающих и отрывающих час-

тиц поверхности. В естественных условиях безразмерный параметр $y \approx 1$, поэтому (расчеты проведены в программы MathCAD).

Полученная зависимость (3) полностью объясняет все экспериментальные данные, проведенные разными авторами в различных условиях, если считать, что угол отрыва частиц под действием ветрового потока равен углу наибольшего ската шарообразных частиц породы лежащих на плотно упакованной шероховатой поверхности.

Так как когда размер шероховатости $k \rightarrow 0$, то параметр $\psi \rightarrow \infty$. Это означает что, шероховатая поверхность становится как гладкая и соответствующий им угол отрыва частиц породы от поверхности $\gamma \rightarrow 0^\circ$.

Это говорит о том, что шарообразные частицы породы на гладких поверхностях под действием потока движутся, не отрываясь от поверхности.

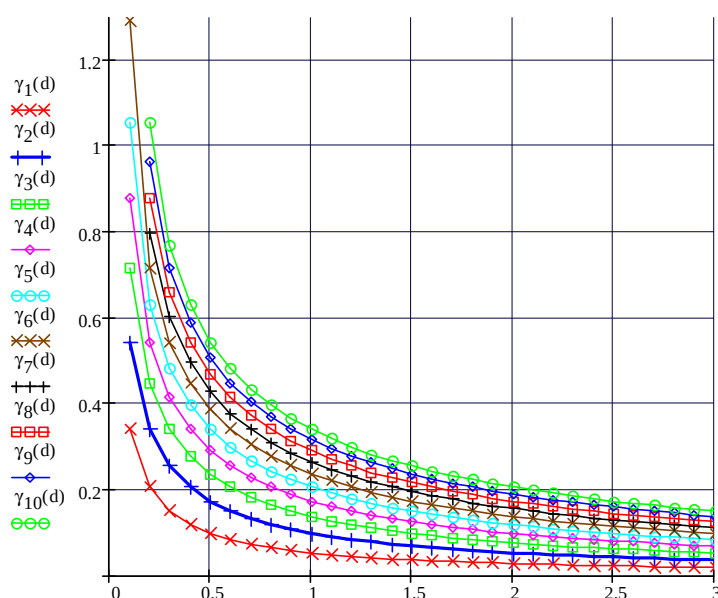


Рис. 2. Изменение угла отрыва твердых частиц в зависимости от размеров слагающих (k) и отрывающих (d) частиц в радианах

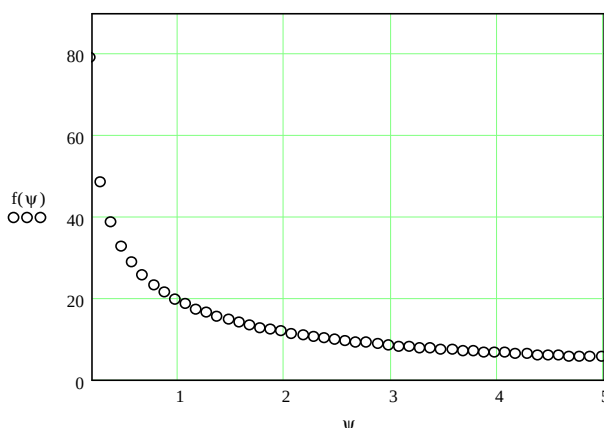


Рис. 3. Изменение угла наибольшего ската (отрыва) от безразмерных параметров определяющих размеры слагающих и отрывающих частиц поверхности

Если размеры шероховатости $k \rightarrow \infty$, то $\psi \rightarrow 0$ и соответствующий им угол отрыва шарообразных частиц $\gamma \rightarrow 90^\circ$. Это и есть отрывающиеся частицы породы размером $d < k$ находящиеся в тени между размерами шероховатости.

Если размеры шероховатостей и частиц породы равны между собой ($k=d$), тогда $\psi \rightarrow 1$ и угол отрыва частиц от поверхности становится конечным. Это условие соответствует условиям пыльных бурь в степях.

Список литературы:

1. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент, Фан, 2009. -431с.
2. Тошов Б.Р. Расчет траекторий сальтирующих частиц при эрозионном процессе. Горный Вестник Узбекистана №3 (26) 2006. с.78-82.
3. Бертяев В. Теоретическая механика на базе "Mathcad" практикум. Санкт-Петербург. 2005-740б.

УДК. 621.315.592

© Ахмеджанов Ф.Р., Асраров Ш.А., Жураев Ф.Н., Саидвалиев У.А. 2010 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ АНИЗОТРОПИИ ЗАТУХАНИЯ АКУСТИЧЕСКИХ ВОЛН В КРИСТАЛЛАХ ПЕРИКЛАЗА

Ахмеджанов Ф.Р., доцент кафедры «Общая физика и основы электротехники» НГГИ; **Асраров Ш.А.**, заведующий кафедрой «Общая физика и основы электротехники» НГГИ; **Жураев Ф.Н.**, ассистент кафедры «Общая физика и основы электротехники» НГГИ; **Саидвалиев У.А.**, студент Самаркандского филиала Ташкентского университета информационных технологий

Распространение акустических волн в кристаллах с учетом затухания и анизотропии упругих свойств кристаллов можно описать с помощью характеристических поверхностей. Построение этих поверхностей проводится на основе соответствующих уравнений, для получения которых, следуя работам [1-3], рассмотрим кратко волновое уравнение, описывающее распространение объемных упругих волн в кристаллах:

$$r \frac{\partial^2 U_i}{\partial t^2} = \frac{\partial s_{ij}}{\partial X_j}, \quad (1)$$

где U_i - компоненты вектора смещений;

r - плотность кристалла, σ_{kl} - компоненты тензора механических напряжения.

Связь тензора напряжения s_{ij} с тензором деформации U_{kl} определяется обобщенным линейным законом Гука для анизотропных сред, который без учета температурного расширения, имеет вид:

$$s_{ij} = C_{ijkl} U_{kl} \quad (2)$$

где U_{kl} - компоненты тензора деформации, связанные с компонентами вектора смещений (в линейном приближении) соотношением:

$$U_{kl} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial U_k}{\partial X_l} + \frac{\partial U_l}{\partial X_k} \right)$$

C_{ijkl} - компоненты материального тензора четвертого ранга, называемого тензором коэффициентов упругости (компоненты этого тензора также часто называют модулями упругости или упругими постоянными), и который в общем случае является комплексным:

$$C_{ijkl} = C'_{ijkl} + C''_{ijkl}, \quad (3)$$

где C'_{ijkl} и C''_{ijkl} действительные и мнимые компоненты комплексного тензора упругих констант C_{ijkl} .

Подставляя (2) в уравнение движения для элемента объема твердого тела (1), получаем соответствующее волновое уравнение, учитывающее диссипацию энергии в акустической волне:

$$r \frac{\partial^2 U_i}{\partial t^2} = (C'_{ijkl} + C''_{ijkl}) \frac{\partial^2 U_{kl}}{\partial X_j \partial X_l} \quad (4)$$

Отметим, что во всех тензорных выражениях индексы i, j, k, l пробегает значения 1, 2, 3 и при этом применяется правило суммирования по повторяющимся индексам.

Решаем уравнение (3) в приближении плоской затухающей акустической волны, вектор смещения в которой запишется в виде:

$$\vec{U} = \vec{U}_m \exp[i(\omega t - \vec{q} \cdot \vec{r}) - \alpha t], \quad (5)$$

где ω - круговая частота;

α - коэффициент затухания;

$\vec{q}$ - волновой вектор звука;

$\vec{r}$ - радиус вектора.

В результате получаем систему алгебраических уравнений, в которых можно рассмотреть отдельно равенства для действительных и мнимых частей уравнений. При записи этих равенств делается ряд преобразований. Во-первых, вводятся направляющие косинусы волнового вектора q :

$$k_j = \frac{q_j}{|q|}$$

и вектора смещений $\vec{U}$:

$$g_i = \frac{U_{0i}}{|\vec{U}|}$$

Во-вторых, вводятся компоненты тензоров Кристоффеля, представляющие собой свертку материального тензора упругих постоянных, соответственно, действительных или мнимых, по направляющим косинусам единичной волновой нормали k :

$$\Gamma'_{ik} = C'_{ijkl} \cdot k_j \cdot k_l; \quad (6)$$

$$\Gamma''_{ik} = C''_{ijkl} \cdot k_j \cdot k_l. \quad (7)$$

Используя равенство для действительных частей уравнения, получаем известную систему уравнений Кристоффеля-Грина в виде:

$$[\Gamma_{ik} - d_{ik} r \cdot v^2] = 0. \quad (8)$$

Отметим, что если известны направляющие косинусы вектора смещений, то есть компоненты вектора поляризации акустической волны, то ее скорость легко определяется с помощью формулы:

$$V = \sqrt{\frac{C'_{\varepsilon\phi\phi}}{r}}, \quad (9)$$

где $C'_{\varepsilon\phi\phi} = C'_{ijkl} \cdot k_j \cdot k_l \cdot g_i \cdot g_k$.

Рассматривая далее равенство для мнимых частей уравнений (4):

$$2\alpha^* w \rho^* U_{0i} = C''_{ijkl} q_j^* q_l^* U_{0k}, \quad (10)$$

получаем выражение для расчета коэффициента затухания через мнимые компоненты тензора Кристоффеля в виде:

$$\frac{2\alpha r V^2}{w} = \Gamma''_{ik} g_i g_k = C''_{\varepsilon\phi\phi}$$

или:

$$a = \frac{1}{2} w \frac{C''_{\varepsilon\phi\phi}}{r V^2} = \frac{1}{2} w \frac{C''_{\varepsilon\phi\phi}}{C'_{\varepsilon\phi\phi}} \quad (11)$$

Таким образом, с помощью уравнений (9) и (11) можно определить скорость и коэффициент затухания акустических волн в кристалле для любых направлений распространения, т.е. для любых направлений волнового вектора. Эти направления входят в выражения для компонентов тензора Кристоффеля Γ_{ik} общий вид которых определяется симметрией кристалла.

Такой подход к описанию затухания позволяет определить ориентационную зависимость затухания акустических волн, не вдаваясь в механизмы их затухания. Достаточно только знать все действительные и мнимые компоненты комплексного тензора упругости C_{ijkl} . Была разработана программа для расчета анизотропии коэффициента затухания акустических волн на основе экспериментально определенных значений

Таблица

Результаты измерений и расчета скорости и коэффициента затухания для различных направлений распространения и поляризации акустических волн в исследованных образцах периклаза на частоте 1 GHz

Волновой вектор, q	Поляризация акустической волны, g	Скорость акустической волны, v, 10 ³ м/с	Коэффициент затухания, a, dB/sm ⁻¹	
			Данная работа	Работа [6]
<100>	<100>	9.11	5.1	3.3
<100>	<010>	6.40	0.94	0.8
<110>	<110>	9.71	1.6	-

скорости и затухания этих волн вдоль двух направлений: <100> и <110>.

Методика эксперимента. Для проведения измерений была использована стандартная акустооптическая установка, состоящая из системы возбуждения акустических волн в требуемом диапазоне частот и системы регистрации лазерного света, дифрагированного на акустических волнах, в которой прием и усиление сигнала производились с помощью чувствительного к длине волны лазера фотоэлектронного умножителя.

При этом в одной и той же точке образца вдоль направления распространения звука измерялись интенсивность света, дифрагированного на прямой акустической волне (I_1) и интенсивность света, дифрагированного на отраженной от свободного торца образца волне (I_2). Измерялись также соответствующие расстояния и промежутки времени между указанными сигналами.

Коэффициент затухания акустической волны в исследуемом образце рассчитывался по формуле:

$$a = \frac{\ln \frac{I_1}{I_2}}{2L_0}, \quad (12)$$

где L_0 – длина исследуемого образца.

Полученная формула легко выводится при рассмотрении зависимости измеренных значений интенсивностей от расстояния вдоль направления распространения исследуемой акустической волны [4, 5].

Результаты эксперимента и расчета. С помощью описанной методики проведены исследования кристаллов периклаза (MgO).

Периклаз обладает достаточно совершенной спайностью по кристаллографическим плоскостям (100), что использовалось для ориентировки исследуемых образцов вдоль направлений <100> и <110>, с точностью не менее 1°.

Результаты измерений и расчета скорости и коэффициента затухания для различных направлений распространения и поляризации акустических волн в исследованных образцах периклаза на частоте 1 GHz представлены в табл.

Измеренные значения скоростей и коэффициентов

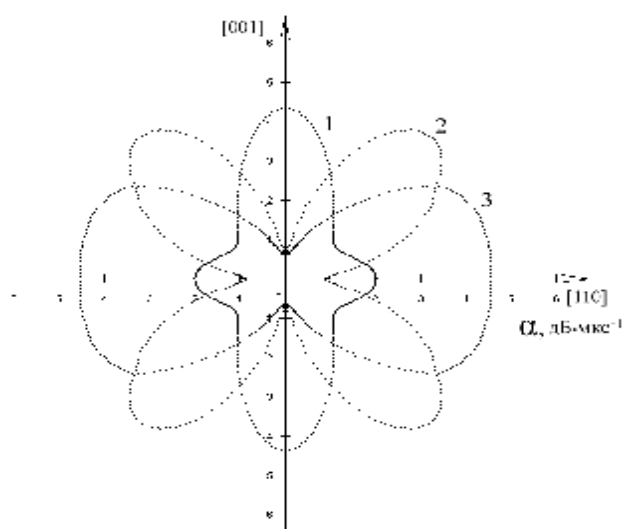


Рис. Сечение поверхностей затухания квазипродольных (1), квазипоперечных (2) и чистых поперечных акустических волн (3) в кристаллах периклаза плоскостью (110)

затухания для продольных и поперечных акустических волн, при их распространении вдоль осей симметрии 2 (ось $\langle 110 \rangle$) и 4 (ось $\langle 100 \rangle$) порядка использовались для расчета действительных и мнимых компонентов комплексного тензора упругих постоянных C_{ijkl} . Все величины, необходимые для расчета брались из [6]. На основе полученных таким образом величин C_{ijkl} и разработанной программы был проведен расчет коэффициента затухания для акустических волн, распространяющихся в плоскостях симметрии (010) и (110).

В результате, получены сечения характеристических поверхностей акустического затухания указан-

ными плоскостями. Для примера на рис. представлено сечение поверхности акустического затухания плоскостью (110).

Из рис. видно, что в рассмотренном сечении анизотропия затухания квазипоперечных (вектор поляризации расположен в плоскости распространения волны) и чистых поперечных (вектор поляризации всегда перпендикулярен направлению распространения) акустических волн заметно больше чем у продольных волн. Фактор анизотропии для указанных волн характеризуется отношением:

$$\frac{a_{\text{макс}}}{a_{\text{мин}}} \geq 7$$

При этом наиболее сильное изменение затухания для всех типов волн наблюдается при изменении направления распространения акустической волны от оси $\langle 111 \rangle$ к оси $\langle 001 \rangle$. Угол между этими кристаллографическими направлениями равен $\arctg \sqrt{2} \cong 54^\circ$.

Список литературы:

1. Р. Труэлл, Ч. Эльбаум, Б. Чик. Ультразвуковые методы в физике твердого тела, Изд. Мир, М., 1972
2. О. Андерсон и Р. Либерман. Физическая акустика, под ред. У. Мэзона Т. 4Б, Гл. 7, с.382-436, Изд. Мир, М., 1970.
3. Баранский К.Н. Физическая акустика кристаллов. Изд. МГУ, М., 1991.
4. R.W. Dixon and M. G. Cohen. Appl. Phys. Lett. No 8, 205-207, 1966.
5. А.К. Атаходжаев, Ф.Р. Ахмеджанов, М.М. Ахмеджанова, В.В. Леманов. Метод измерения коэффициента затухания упругих волн в материалах, Автор. свидетельство № 1408354, SU, 1988.
6. Акустические кристаллы. Под редакцией М.П. Шаскольской, Изд. Наука, М., 1982

УДК 622.277

© Готов Г.Н. 2010 г.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Готов Г.Н., зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук

Предлагается разработанная автором методика и модель экспрессной экономической оценки эффективности подземного выщелачивания (ПВ) урана на объектах НГМК [1].

Любые проектные решения (их варианты) при проектировании скважинных систем на предприятиях НГМК, разрабатывающих пластово-инфильтрационные месторождения урана способом подземного выщелачивания, должны проходить экономическую экспертизу с целью определения их оптимальности. В качестве исходной информации для технико-экономической оценки вариантов служат их геотехнологические показатели ПВ. В качестве экономической оценки вариантов выступает **цеховая**

себестоимость добычи одного kg урана, которая складывается из следующих статей затрат по основным видам производимых работ, последовательность выполнения которых отражает технологическую цепочку получения конечного продукта на предприятиях ПВ.

Горноподготовительные работы (ГПР). Стоимость ГПР складывается из затрат на бурение, оборудование, оснащение, обвязку технологических скважин; на подготовку инфраструктуры добычных участков (дороги, отстойники, ЛЭП, трубопроводы и т.д.); в практике добычных предприятий в стоимость ГПР также включают затраты на закисление блоков (стоимость кислоты на один kg извлекаемого из недр

урана). Это положение имело практический смысл при существовании бюджетной статьи в ПВ «Расходы будущих периодов...», на которую и относили эти затраты. В настоящее время такой статьи не существует (все затраты напрямую ложатся на себестоимость добычи) поэтому технологически более правильно эти затраты рассматривать в статье «выщелачивание металла». Кроме того, само понятие «закисление» (создание определенных условий в недрах при других технологиях ПВ отличных от сернокислотной (к примеру безреагентной), теряет физический смысл.

ГПР состоит из объемов бурения технологических, наблюдательных, эксплуатационно-разведочных, контрольных, резервных и перебуриваемых скважин; сооружения и обвязки скважин поверхностными коммуникациями (растворы и воздуховоды, местные ЛЭП, КТПН и автодороги, приборы КИПиА, насосные станции отстойники и др.).

Выщелачивание металла (перевод урана в недрах из твердого состояния в жидкое). Стоимость затрат на выщелачивание складывается из затрат на кислоту и прочие реагенты, окислители на добычу одного кг урана в процессе закисления (подготовки) и отработки запасов урана в блоках ПВ.

Раствороподъем и транспортировка продуктивных растворов от участков ПВ до узлов передела. Стоимость затрат этого вида работ складывается из затрат на подъем продуктивных растворов из недр на дневную поверхность (насосами или эрлифтами) и затрат на их транспортировку до узлов сорбции-десорбции.

Концентрирование (их передел) продуктивных растворов на участках переработки. Стоимость затрат на концентрирование продуктивных растворов складывается из затрат на транспортировку продуктивных растворов от центральных накопительных отстойников до узла сорбции, затрат на их дальнейший передел и обратную транспортировку маточных растворов на участки ПВ.

Прочие статьи затрат. Стоимость прочих статей затрат (амортизация горного комплекса, расходы на подготовку и освоение производства, внутритранспортное перемещение грузов, расходы на содержание и эксплуатацию оборудования, цеховые расходы и прочие производственные затраты).

Первые четыре статьи затрат являются переменными и в структуре цеховой себестоимости составляют до 85%, пятая статья затрат (прочие) является условно постоянной. Цеховая себестоимость добычи одного кг урана (сум/kg, или дол/kg) определяется на основе расчетных или фактических геотехнологических показателей ПВ и в соответствии с укрупненными сводными нормативами затрат и расчетными коэффициентами на добычу урана, норм расхода материальных, энергетических и трудовых затрат, тарифных ставок и должностных окладов, штатного расписания рабочих, ИТР и служащих и других плановых или отчетных показателей.

Методика расчетов стоимостей по статьям затрат, как и цеховая себестоимость добычи одного g урана заключается в следующем:

1. Расчет затрат на горноподготовительные работы.

Для проведения расчетов затрат необходимо знать (проектные или фактические данные): площадную продуктивность, уровень отработки запасов в блоках ПВ, глубину бурения технологических скважин, площадь одной технологической ячейки, количество закачных скважин в одной технологической ячейке, стоимость сооружения одного п.м. скважин (закачных, откачных), стоимость обвязки скважин и время полной отработки блока ПВ, тогда затраты определяются по следующей формуле:

$$Z_{зпр} = \left[\frac{(n_3 \cdot H \cdot C_{сз}) + (n_0 \cdot H \cdot C_{с0})}{P \cdot e \cdot S_{яч}} + Z_{обв} \right] \cdot K_{зпр} + Z_{подг},$$

сум/kg; у.е./kg

где $n_{3(0)}$ - количество закачных (откачных) технологических скважин, приходящихся на одну эксплуатационную ячейку, штук;

H - глубина технологических скважин, м;

$C_{сз(с0)}$ - стоимость сооружения одного п.м. скважин (закачной, откачной в сумм или у.е.);

P - площадная продуктивность, kg/m²;

e - уровень извлечения запасов урана, доли ед;

$S_{яч}$ - площадь одной эксплуатационной ячейки, м²;

$Z_{подг}$ - стоимость затрат на подготовку одного kg урана на обрабатываемых площадях (сумм, у.е.);

$K_{зпр}$ - поправочный коэффициент к затратам на ГПР за время эксплуатации блока, ед, доли;

$Z_{обв}$ - стоимость затрат на обвязку скважин;

$Z_{обв}$ на практике составляет примерно, около 10% от стоимости затрат на вскрытие одного kg урана.

Поправочный коэффициент $K_{зпр}$ определяется из графика (рис.).

2. Расчет затрат на выщелачивание урана в недрах.

Для расчета затрат на выщелачивание необходимо иметь (проектные или фактические данные): удельные расходы кислоты (реагента) для добычи одного kg урана (включая расходы кислоты на закисление блока, которые в натуральном виде составляют 15-20% от общих расходов, стоимость одной тонны кислоты (реагента), тогда затраты рассчитываются по следующей формуле:

$$Z_{выщ} = \frac{q}{1000} \cdot C_{кисл}, \text{ сум/kg; у.е./kg}$$

где q - удельные расходы кислоты на добычу одного kg урана, kg/kg;

$C_{кисл}$ - стоимость одной тонны кислоты (реагента), сум, у.е.;

1000 - пересчетный коэффициент.

3. Расчет затрат на раствороподъем и транспортировку продуктивных растворов.

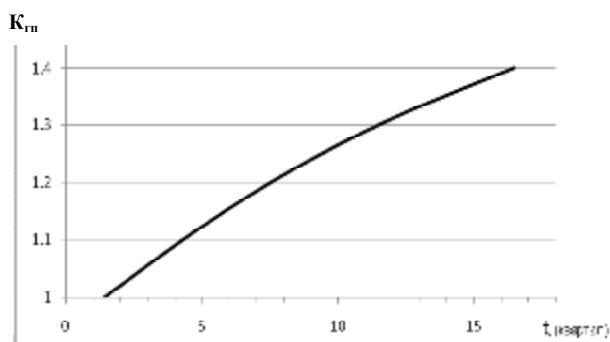


Рис. График для определения поправочного коэффициента $K_{гр}$ к затратам на ГПР от времени (t) эксплуатации блоков

Подъем продуктивных растворов на дневную поверхность осуществляется двумя способами: эрлифтами и погружными насосами.

Эрлифтный раствороподъем. Для расчета затрат на раствороподъем и транспортировку продуктивных растворов необходимо знать: затраты на амортизацию компрессорного хозяйства, сум/kg, у.е./kg; проектируемые (или фактические) содержания урана в продуктивных растворах, расходы электроэнергии на подъем одного m^3 продуктивных растворов на поверхность земли (зависит от условий раствороподъема, природных условий залегания рудных залежей, статического уровня пластовых вод и могут колебаться от 2 до 20 $kW\cdot h$ на один m^3 растворов), расходы электроэнергии на перекачку одного m^3 продуктивных растворов на поверхность земли – от участков ПВ до узлов сорбции (обычно зависят от установленного перекачного оборудования и колеблется в пределах 0,3-0,5 $kW\cdot h$ на один m^3 растворов при длине магистрального трубопровода до 1 км, при длине более 1 км до 5-7 км -0,5-1,5 $kW\cdot h$ на один m^3 растворов за счет снижения пропускной способности трубопровода. В каждом конкретном случае снижение пропускной способности трубопроводов должно определяться исходя из фактических условий; стоимость одного $kW\cdot h$, сум, у.е., тогда затраты определяются по формуле:

$$Z_{раств} = \left[\left(\frac{1000}{C_p} \cdot P_p \right) \cdot C_3 + \left(\frac{1000}{C_p} \cdot P_{II} \right) \cdot C_3 \right] \cdot Z_{ам},$$

сум/kg; у.е./kg

где C_p – среднее содержание урана в продуктивных растворах, mg/l;

P_p – расходы электроэнергии на подъем одного m^3 продуктивных растворов на поверхность земли, $kW\cdot h$;

P_{II} – расходы электроэнергии на перекачку одного m^3 продуктивных растворов на поверхность земли – от участков ПВ до центральных отстойников, $kW\cdot h$;

C_3 – стоимость одного $kW\cdot h$ электроэнергии, сум, у.е.;

1000 – пересчетный коэффициент;

$Z_{ам}$ – затраты на амортизацию компрессорного хо-

зяйства, сум/kg, у.е./kg, как правило составляет 10% от стоимости раствороподъема.

Насосный раствороподъем. Для расчета затрат на раствороподъем и транспортировку продуктивных растворов необходимо знать следующее (фактические или проектные) данные: продуктивность эксплуатационной ячейки ПВ, уровень отработки запасов в ячейке, площадь одной технологической ячейки, среднее содержание урана в продуктивных растворах, производительность насоса, часовая наработка насоса, коэффициент использования насоса, стоимость одного насоса, расход электроэнергии на подъем одного m^3 продуктивных растворов на поверхность земли, расход электроэнергии на перекачку одного m^3 продуктивных растворов от участков ПВ до центральных отстойников, стоимость одного $kW\cdot h$, тогда суммарные затраты определяются по формуле:

$$Z_{раств} = \frac{\left(\frac{P \cdot e \cdot S_{яч}}{C_p \cdot V_H \cdot t_H \cdot K_H} \right) \cdot C_{нас}}{P \cdot e \cdot S_{яч}} \cdot K_o + \left(\frac{1000}{C_p} \cdot P_p \right) \cdot C_3 + \left(\frac{1000}{C_p} \cdot P_{II} \right) \cdot C_3, \text{ сум/kg, у.е./kg}$$

где P – площадная продуктивность, kg/m^2 ;

e – уровень извлечения запасов урана, доли ед;

$S_{яч}$ – площадь приходящаяся на одну эксплуатационной ячейки, кв.м.;

C_p – среднее содержание урана в продуктивных растворах, mg/l;

V_H – производительность насоса, m^3/h ;

t_H – планируемая наработка насоса, h;

K_H – коэффициент использования насоса, ед., доли ед.;

$C_{нас}$ – стоимость одного насоса, сум, у.е.;

P_p – расход электроэнергии на подъем одного m^3 продуктивных растворов на поверхности земли, $kW\cdot h$;

P_{II} – расход электроэнергии на перекачку одного m^3 продуктивных растворов от участков ПВ до центральных отстойников;

C_3 – стоимость одного $kW\cdot h$ электроэнергии, сум, у.е.;

1000 – пересчетный коэффициент;

K_o – коэффициент учитывающий стоимость обвязки насоса, скважины (обычно равен 1,10).

4. Расчет затрат на концентрирование продуктивных растворов (передел растворов).

Для расчетов затрат на концентрирование продуктивных растворов в узлах сорбции-десорбции, экстракции – реэкстракции необходимо знать: содержание урана в перерабатываемых продуктивных растворах, расход электроэнергии на перекачку одного m^3 продуктивных растворов от центральных накопительных отстойников до узла сорбции, расход электроэнергии на обратную транспортировку

маточных растворов на участки ПВ, стоимость одного кВт·ч электроэнергии; затраты на доводку одного кг урана в готовый продукт согласно регламенту предприятия, тогда общие затраты определяются по формуле:

$$Z_{\text{пер}} = \left[\left(\frac{1000}{C_p} \cdot P_n \right) \cdot C_3 + \left(\frac{1000}{C_p} \cdot P_{\text{пм}} \right) \cdot C_3 \right] \cdot Z_{\text{дов}},$$

сум/кг; у.е./кг

где C_p – среднее содержание урана в продуктивных растворах, мг/л;

P_n – расходы электроэнергии на перекачку одного м^3 продуктивных растворов от центральных отстойников до узлов сорбции, кВт·ч;

$P_{\text{пм}}$ – расходы электроэнергии на транспортировку одного м^3 маточных (рабочих) растворов от узла сорбции до участков ПВ, кВт·ч;

C_3 – стоимость одного кВт·ч электроэнергии, сум, у.е.;

1000 – пересчетный коэффициент;

$Z_{\text{дов}}$ – затраты на доводку одного кг урана, сумм/кг, у.е./кг, (при устоявшейся и отработанной технологии эти затраты в 2,3-2,5 раза больше суммарных затрат на транспортировку растворов).

5. Прочие затраты – $Z_{\text{проч}}$ (условно-постоянные).

Стоимость прочих затрат в приведенных условиях колеблется в пределах 30-35% от суммарной стоимости первых четырех статей затрат. В стоимость прочих затрат входят и затраты на охрану окружающей среды.

Цеховая себестоимость добычи одного кг урана складывается из суммы выше приведенных 5 статей затрат

$$C_{\text{ц}} = Z_{\text{гпр}} + Z_{\text{выщ}} + Z_{\text{раств}} + Z_{\text{пер}} + Z_{\text{проч}},$$

сум/кг; у.е./кг

(без учета затрат на ФСР (фонда социального развития) и заводского передела).

Для раздельного определения видов затрат в цеховой себестоимости (электроэнергия горюче-смазочные материалы, материалы, зарплата и т.д. и т.п.) нужно из статей затрат вычленил определенный их вид и просуммировать, тогда цеховая себестоимость представит и по видам затрат.

В структуре цеховой себестоимости добычи урана сумма первых трех статей затрат (добычной комплекс) составляет до 80% ($Z_{\text{гпр}}$ – 40%; $Z_{\text{выщ}}$ – 25%; $Z_{\text{пер}}$ – 15%) четвертая статья затрат (перерабатывающий комплекс) $Z_{\text{пер}}$ – 5% и на статью прочих затрат приходится около 15%.

Подводя итог вышесказанному необходимо подчеркнуть, что модель экспрессной экономической оценки эффективности ПВ совместно с детерминированной моделью геотехнологии урана окажут существенную помощь в практической деятельности не только широкому кругу специалистов, ведущих поиски, разведку, планирование и эксплуатацию месторождений урана способом ПВ, но и могут быть использованы в качестве обучающих программ для преподавателей и студентов специализированных учебных заведений.

Список литературы:

1. Методическое руководство для проектирования скважинных систем на предприятиях НГМК, разрабатывающих пластово-инфильтрационные месторождения урана способом подземного выщелачивания. Глотов Г.Н., Еременко А.Н., Скрипник А.Б., 1998 г. фонды НГМК.

УДК 622.01.002.68:577.4:550.4

© Кадырходжаев А.Ф., Купченко В.П. 2010 г.

ОТХОДЫ УРАНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ЦЕНТРАЛЬНОЙ АЗИИ

Кадырходжаев А.Ф., директор ГП НПЦ «Геология урана и редкоземельных металлов»; Купченко В.П., начальник научно-технического отдела ГП НПЦ «Геология урана и редкоземельных металлов», канд. геол.-мин. наук

На территории стран Центральной Азии и Южно-Казахстана выявлено значительное количество промышленных урановорудных месторождений. Их отработку вели 4 крупных горнодобывающих и перерабатывающих комбината – Западный (г. Майлуу-Суу, Кыргызстан, ликвидирован на границе 60 и 70-х гг.), Восточный или Ленинабадский (в настоящее время ГП «Востокредмет», с 1991 г. перепрофилирован на другие виды работ), Караболтинский (г. Кара-Болты, Кыргызстан, действующий) и Навоийский (г. Навои, Узбекистан, действующий). В цехах первых

трёх комбинатов перерабатывались также урановые руды месторождений Центрального Казахстана, Украины, Германии, Чехословакии и Болгарии (рис. 1-11).

На первом этапе развития урановой промышленности в горных сооружениях Тянь-Шаня были выявлены и вовлечены в эксплуатацию месторождения, располагающиеся в палеозойских вулканогенных и интрузивных породах, юрских углях и палеогеновых известняках. Эти объекты обрабатывались горным, а точнее – подземным способом, определяющим из-

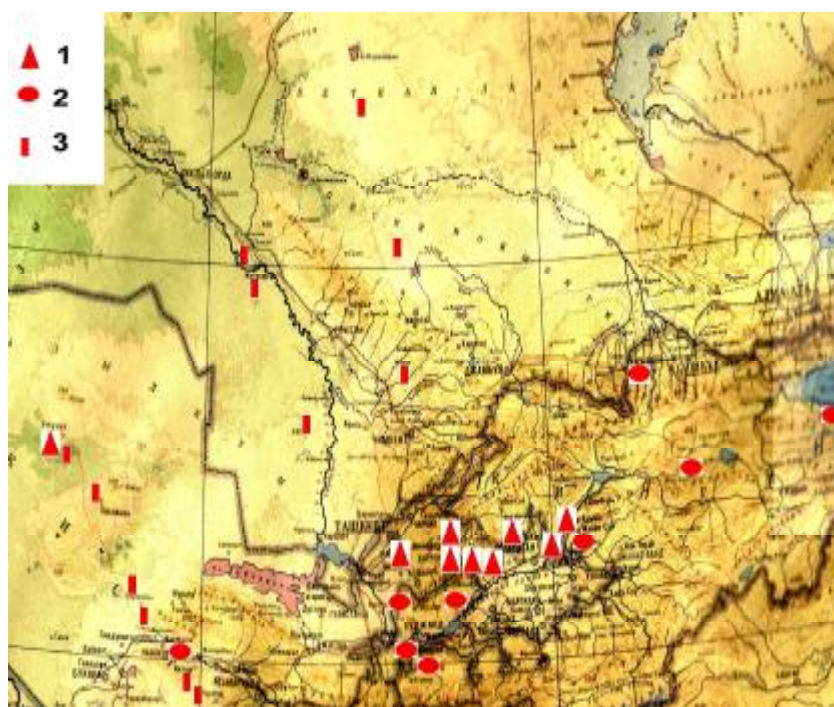


Рис. 1. Размещение отходов уранодобывающих предприятий: 1 - Отвалы вмещающих пород и забалансовых руд; 2 - Хвостохранилища; 3- Основные районы добычи способом ПСВ

влечение руд на поверхность и их гидрометаллургическую переработку серноокислотными или содовыми растворами с целью извлечения полезного компонента. Из обнаруженных позднее гидрогенных эпигенетических месторождений в меловых и палеогеновых песчано-глинистых отложениях Центральных Кызылкумов горным способом отрабатывались лишь отдельные объекты. Бортовое содержание урана в рудах всех генетических типов было принято 0,02% или 200 g/t, а максимальное в отдельных случаях достигало 12,8% (Майлуу-Суу) и даже 32% (Табошар). При горном методе добычи формировались весьма значительные объемы отходов - отвалы вмещающих пород и забалансовых урановых руд, а также хвостохранилища, содержащие материал, оставшийся после переработки руд - «хвосты» или шламы.

На втором этапе на территории Центральных Кызылкумов, а позднее - в пределах Сырдарьинской и Чу-Сарысуиской депрессий, были выявлены многочисленные урановые месторождения в водопроницаемых песчаных отложениях мелового и палеогенового возраста. Их эксплуатация стала вестись прогрессивным и относительно экономичным способом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ), при котором уран выщелачивается серноокислотными растворами на месте залегания руд. При этом образуется ограниченный объем радиоактивных отходов - оборудование и материалы рудников и цехов сорбции урана из промышленных растворов.

Предлагаемая статья основана на материалах, полученных в период с 2003 по 2009 гг. в результате тесного сотрудничества специалистов регулирую-

щих и операционных структур стран Центральной Азии под эгидой МАГАТЭ, а также Комплексной геолого-экологической экспедиции ГП НПЦ «Геология урана и редкоземельных металлов». Всем им авторы выражают самую искреннюю благодарность.

По нашим подсчетам, на территории Центральной Азии складировано около 128,7 млн. м³ отходов содержащих природные радионуклиды (далее по тексту - отходы), в том числе в Кыргызстане - 42,2 млн. м³, Таджикистане - 22,9 млн. м³ и Узбекистане - 63,6 млн. м³. Основные их объемы составляют шламы, образованные на гидрометаллургических заводах комбинатов и сосредоточенные в хвостохранилищах. На рудниках располагаются отвалы забалансовых урановых руд с содержанием урана менее принятого борта - 0,02%, а также зола урансодержащих углей. Захоронение радиоактивного оборудования и конструкций производилось в подземных выработках, отвалах и хвостохранилищах. В на-

стоящее время захоронение радиоактивного оборудования рудников ПСВ производится на специальных картах действующих хвостохранилищ, временное хранение - в организованных на рудниках хранилищах радиоактивных материалов и отходов. Размещение отходов добычи и переработки урановых руд на территории региона показано на рис. 1.

Существующие природные обстановки (геологические, гидрогеологические, гидрологические, климатические, ландшафтные и пр.) определяют формы, пути и интенсивность миграции радионуклидов как внутри отходов, так и за их пределы [1, 2, 3] и, следовательно - степень их воздействия на окружающую природную среду. Достаточно большое значение в этом вопросе имеет техногенный фактор - особенности размещения мест складирования отходов, степень их рекультивации, сохранность инженерных сооружений хранилищ. Природные обстановки в Центральной Азии чрезвычайно разнообразны и с востока на запад последовательно меняются от орогенных до субплатформенных, от высокогорных до равнинно-пустынных. По общности условий возможно выделить два крупных типа обстановок - обводненные орогенные области (горные сооружения Тянь-Шаня) и субплатформенные засушливые (пустыни и безводные степи). В их пределах располагаются соответственно 52,3% и 47,7% отходов. Крупные типы обстановок при более углубленных исследованиях можно разделить на ряд подтипов.

В пределах обводненных горных сооружений Тянь-Шаня горным методом с 1943 по 1992 гг. были отработаны 19 урановых месторождений, действовали 3 комбината. На рабочих площадках рудни-

ков располагаются горные выработки, отвалы вскрышных пород и забалансовых урановых руд, хвостохранилища золы углей и урановых руд.

Из устьев ряда горных выработок происходит излив шахтных (дренажных) вод (рис. 2), в которых содержание радионуклидов превышает фоновую до 3 порядков и достигают: $C_U=3,2 \text{ mg/l}$, $C_{Ra}=4,46 \times 10^{-7} \text{ mg/l}$, $C_{Rn}=591 \text{ Bq/l}$ (Чаркесар) и даже $C_U=32-35 \text{ mg/l}$ (Рудник 3) [4]. Донные осадки ручьёв шахтных вод также обогащены этими нуклидами, а также рядом токсичных металлов и окислами железа и марганца (рис. 3). Карьер Табошар заполнен дренажными водами (рис. 4), которые используются для орошения.

На площадках рудников происходили дробление и сортировка извлеченных руд, после чего концентрат отправлялся на гидрометаллургические заводы (ГМЗ) комбинатов. В переработку брались руды с содержанием урана более 0,02%. Извлечённые руды с меньшим содержанием урана поступали в отвалы вскрышных пород или забалансовых (не кондиционных) руд (рис. 5, 6). В тех и других отвалах зафиксированы отдельные, иногда достаточно многочисленные, куски промышленных руд. По данным анализа немногочисленных проб, содержание урана в отдельных кусках достигает 0,72% (Янгиабад) и даже 1,23% (Майлуу-Суу). На поверхности урансодержащих обломков развивается вторичная урановая минерализация. Мощность экспозиционной дозы (МЭД) на поверхности отвалов местами достигает 2,5–3 $\mu\text{Sv/h}$ и даже 15 $\mu\text{Sv/h}$, суммарная удельная альфа-активность (СУАА) материала даже в породных отвалах достаточно часто превышает 10000 Bq/kg. Это даёт основание часть породных отвалов и значительную часть отвалов забалансовых урановых руд по существующим национальным нормативам отнести к низкоактивным отходам. Почва у подножия отвалов на глубину до 10-15 см часто имеет повышенный по отношению к фону уровень СУАА и МЭД. В отдельном случае в почвах зафиксировано $C_U=137 \text{ g/t}$, $C_{Ra}=1,2 \times 10^{-8} \text{ g/t}$, $C_{Tn}=38 \text{ g/t}$. Это однозначно свидетельствует о переносе радионуклидов в составе пыли. Эскалация радона с поверхности отвалов достигает 7,8 Bq/m² s. При значительном увлажнении материала отвалов из под них вытекают ручьи, дебит которых меняется в зависимости от сезона, но, по визуальным оценкам, не превышает 50-60 l/min. В водах этих ручьёв повсеместно фиксируется высокая концентрация урана и радия: C_U до 1,2-3,2 mg/l при фоне 0,002 mg/l, C_{Ra} до $2,5 \times 10^{-10} \text{ mg/l}$ или на порядок выше фона (Янгиабадское рудное поле).

На месторождениях ураноугольного типа добытые угли сжигались на месте, а из золы извлекался уран. Таким образом, на рудниках Каджисай и Тура-Кавак были сформированы хвостохранилища (рис. 7). Но основные объёмы отходов



Рис. 2. Дренаж штольни. Отвал размывается рекой. Янгиабадское рудное поле



Рис. 3. Донные осадки дренажа шахты Чаркесара-1, обогащённые гидроокислами железа. На заднем плане пос. Чаркесар

переработки урановых руд сосредоточены в хвостохранилищах указанных выше комбинатов. После завершения деятельности предприятий почти все хвостохранилища были рекультивированы. Исключение составляет ряд хвостохранилищ ГП «Востокредмет», размещённые у г. Табошар. Действующими являются



Рис. 4. Табошарский карьер



Рис. 5. Рекультивированный отвал, Майлуу-Суу

хвостохранилища Дигмайское (ГП «Востокредмет»), принимающее пульпу после обогащения концентрата руд цветных, редких и драгоценных металлов (рис. 8) и две карты хвостохранилища Караболтинского ГХК, в которые поступают отходы с сорбции урана Казах-станских рудников ПСВ и производства драгоценных и цветных металлов.



Рис. 6. Центральный отвал забалансовых руд Янгиабадских рудников



Рис. 7. Одно из хвостохранилищ рудника Тура-Кавак

Отходы, помещённые в хвостохранилища, представляют собой размолотый материал руд или золу углей, содержащий остаточные концентрации урана и природные - радия и тория. Вследствие этого активность шламов меняется в широких пределах, достигая иногда сотен тысяч Bq/kg . Кроме шламов руд, в хвостохранилищах захоронялись активное оборудование и конструкции ГМЗ и рудников. Вследствие этого основные объёмы шламов относятся к низкоактивным отходам, но часть их возможно отнести и к среднеактивным. МЭД на поверхности хвостохранилищ, в зависимости от степени рекультивации, может меняться от фоновой по региону ($0,13\text{--}0,2 \mu\text{Sv/h}$) до нескольких сотен $\mu\text{Sv/h}$; эксхалация радона с поверхности – до $9,5 \text{ Bq/m}^2 \text{ s}$ (Майлуу-Суу). Уран из руд извлекался серно-кислотными или содовыми (Майлуу-Суу) растворами. В хвостохранилища поступала пульпа с рН около 6 либо с рН около 8-9. В таких геохимических обстановках, существующих на протяжении десятков лет, уран может мобилизоваться и выноситься грунтовыми и дренажными водами в почву и в протекающие рядом реки, а также в месторождения пресных подземных вод. Этот процесс достаточно четко прослеживается на объектах Западного ГХК (г. Майлуу-Суу). В весеннее время ряд хвостохранилищ промываются

нисходящим потоком родниковых вод. По мере продвижения вниз потока инфильтрационных вод (гидрокарбонатные кальциево-натриевые, $\text{pH}=7,3$), концентрация урана в них возрастает от $3,1\text{--}4,4 \times 10^{-5} \text{ g/l}$ до $230\text{--}390 \times 10^{-5} \text{ g/l}$, радия - от $8,5 \times 10^{-13} \text{ g/l}$ до $27 \times 10^{-13} \text{ g/l}$. В воде дренажной скважины под хвостохранилище 5 зафиксировано $C_u=210 \times 10^{-3} \text{ mg/l}$ [5]. Далее загрязнённые воды попадают в протекающую ниже горную реку с водой питьевого качества.

Почва у хвостохранилищ и отвалов, как правило, имеют повышенное содержание урана и радия (зафиксированы $C_u = 0,0137\%$ и $C_{\text{Ra}} = 1,2 \times 10^{-8}\%$) и повышенный по отношению к фону уровень СУАА и МЭД. Это однозначно свидетельствует о переносе радионуклидов в составе пыли и потоками талых и дождевых вод.



Рис. 8. Дигмайское хвостохранилище ГП «Востокредмет»

Таким образом, миграция радионуклидов из отходов добычи и переработки урановых руд, размещённых в природных обстановках обводнённых горных сооружений, может происходить водным и воздушным путями в обломочной, ионной и газовой формах [6]. При этом, в условиях частого увлажнения и даже промывания отходов талыми и дождевыми водами и ручьями вынос нуклидов водным путём (в обломочной и ионной форме) значительно преобладает над остальными.

Пути и формы миграции нуклидов следующие. В водах карбонатно-кальциевого состава с $pH=7,2-7,6$ (типичные воды горных рек) уран мигрирует в обломочной (настуран, коффинит, уранованадаты) и ионной $[UO_2(CO_3)_2^{2-}, UO_2(CO_3)^0, (UO_2)^{2+}, UO_2OH^0, UO_2(SO_4)_2^{2-}]$ формах и может переноситься на значительные расстояния потоками поверхностных и подземных вод. Вынесенный уран может накапливаться на поверхности почвы, продолжать миграцию по латерали и вертикали. Данный процесс зафиксирован экспертами МАГАТЭ у г. Табошар (Таджикистан): вдоль русла сезонного потока, дренирующего хвостохранилища отлагаются соли уранил-сульфата (рис. 9). Выполненные лабораторные исследования показали, что радий способен переходить в раствор из шламов в дистиллированной воде с $pH=7,5$. Таким образом, и этот нуклид может выноситься из материала отходов в речные потоки и почвы. Торий практически неподвижен. Сезонное опробование некоторых районов размещения отходов выявило следующее. Наиболее интенсивный масштаб процесса выноса радионуклидов из отходов приурочен к весне и началу лета.

Совместно с нуклидами в воду рек выносятся ионы металлов-спутников урана в рудах, являющихся токсичными, а также ионы солей, что определяет повышение минерализации вод протекающих рядом рек [4].

Значительную опасность для целостности складов отходов (отвалов и хвостохранилищ) представляют опасные геологические процессы – землетрясения и оползни, а также аномальные паводки и ливневые дожди. Они могут разрушить или повредить инженерные защитные сооружения, создать условия выноса радиоактивного материала в протекающие вблизи реки. Примерами могут служить частичный размыв

хвостохранилища у пос. Адрасман (рис. 10), сход оползня «Тектоник» в непосредственной близости от хвостохранилищ у г. Майлуу-Суу» (1996, 2005 гг.).



Рис. 9. Кристаллизация уранил-сульфата вдоль русла ручья ниже хвостохранилищ Табошара



Рис. 10. Размыв хвостохранилища у пос. Адрасман

Данный оползень уничтожил небольшое хвостохранилище № 19 и частично разрушил здания и сооружения бывшего гидрометаллургического завода № 1 Западного ГХК и угрожает целостности одного из самых больших хвостохранилищ - № 3 (рис. 11). В случае нарушения целостности хвостохранилищ и отвалов забалансовых руд, воды трансграничных рек могут загрязниться, как следствие – могут возникнуть экологические проблемы, имеющие региональный характер [7].

В условиях пустынь и безводных степей с незначительным количеством атмосферных осадков в 60-80-х гг. горным методом обрабатывались большинство рудных залежей месторождения Учкудук и отдельные залежи месторождений Сугралы и Сабырсай. У карьеров Учкудука в процессе добычных операций



Рис. 11. Последствия схода оползня «Тектоник»: цифрами пронумерованы хвостохранилища Западного ГХК

был сформирован склад забалансовых руд, на который после завершения горной добычи при выполнении рекультивационных работ были перевезены забалансовые руды с рудников Сугралы и Сабырсай. Все другие урановые месторождения отрабатывались и отрабатываются в настоящее время способом ПСВ без образования значимых объёмов отходов. Промышленные руды указанных месторождений перерабатывались в г. Навои, «хвосты» (или шламы) складировались в специально организованное хвостохранилище. В настоящее время на нём функционирует одна карта, а остальные рекультивируются оригинальным способом с применением шламов золотосодержащих руд. Таким образом, на обширных пространствах пустынь и безводных степей, примыкающих с запада к горам Тянь-Шаня, отходы, содержащие природные радионуклиды, сосредоточены в двух точках – у г. Учкудук и Навои. При этом хвостохранилище у г. Навои является самым большим по объёму активного материала на всём азиатском континенте.

Материал склада забалансовых руд представлен смесью песчаного и алевроито-глинистого материала с содержанием урана до 0,02% и СУАА, часто превышающей 10000 Bq/kg. Эксхалляция радона с поверхности отходов достигает 12,6 Bq/m² s, МЭД превышает естественную на 0,1- 3 μ Sv/h. Ореолы загрязнения почв вокруг отвалов имеют незначительные параметры, МЭД на их поверхности местами доходят до 2,5-2,8 μ Sv/h, в интервале 0 – 0,3 m C_U -от <2- 6 до 48 g/t. Вынос радионуклидов из хвостохранилища у г. Навои не отмечается вследствие надёжного экранирования и смачивания хвостов. В пустынных обстановках, при малом количестве поверхностных вод и отсутствии грунтовых, загрязнение окружающей природной сре-

ды возможно на ограниченной территории в основном за счёт ветрового выноса радиоактивной пыли с поверхности отходов. Радионуклиды мигрируют в сторону преимущественного направления ветров в виде минеральных форм (смолки, ванадаты) в составе минеральной пыли, а также газов (радон, торон и продукты их распада) и аэрозолей. Интенсификации процесса препятствует твёрдая корка толщиной до 2 см, образовавшаяся на поверхности песчано-глинистых отвалов после выпадения атмосферных осадков, а также комплекс мероприятий, планомерно проводимых Навоийским комбинатом [8].

Приведённый материал позволяет судить о размещении и объёмах отходов урановой промышленности в одном из самых больших регионов добычи этого металла в мире, а также о воздействии этих отходов на окружающую природную среду. В последние годы правительства стран Центральной Азии и Казахстана уделяют большое внимание вопросам слежения за состоянием отходов и их рекультивации. Весьма значительную методическую и техническую помощь оказывает МАГАТЭ и ряд международных организаций. На средства международных фондов выполнено обследование объектов Ленинабадского ГХК и рудника Тура-Кавак, рекультивация хвостохранилища Каджисая и ряда отвалов Чаркесара, ведутся природоохранные работы в районе размещения объектов Западного ЛГХК (г. Майлуу-Суу). На средства государственных бюджетов в Казахстане и Узбекистане осуществляются программы изучения, мониторинга и рекультивации опасных объектов. За счёт собственной прибыли Навоийский ГМК выполняет рекультивацию хвостохранилища в г. Навои, проводит работы по реабилитации земель, нарушенных и загрязнённых в процессе добычи урана способом ПСВ. Однако для нормализации экологической ситуации в районах размещения радиоактивных отходов необходимо продолжать достаточно большие объёмы работ и предлагаемая статья может послужить их интенсификации.

Список литературы:

1. Перельман А.И. Геохимия эпигенетических процессов (зона гипергенеза) Изд. 3-е. Москва, 1968.
2. Перельман А.И. Геохимия. Москва, Высшая школа. 1989.
3. Гидрогенные месторождения урана. Основы теории образования. Под редакцией А.И. Перельмана. Москва, атомиздат. 1980.
4. Купченко В.П. Загрязнение вод в районах урановых месторождений Тянь-Шаньской урановорудной мегапровинции. В сб. «Проблемы обеспечения водными ресурсами сельских населённых пунктов в маловодные годы и пути их решения». Ташкент. 2008.
5. Купченко В.П., Апарин В.Б., Разиков О.Т. Радиогидрогеохимическая обстановка в долине р. Майлуу-Суу. В сб. «Загрязнение пресных вод Аридной зоны: оценка и уменьшение». Ташкент, 2004.
6. Купченко В.П. Миграция природных радионуклидов в отходах добычи урановых руд на территории Центральной Азии. Тезисы Второго международного симпозиума «Уран: ресурсы и производство». Москва. 2008.
7. Купченко В.П., Кадырходжаев А.Ф. Трансграничные проблемы уранодобывающих предприятий Центральной Азии. Тезисы докладов научно-практической конференции «особенности развития минерально-сырьевой базы урана Украины. Его добыча и обогащение». Киев. 2009.
8. Кучерский Н.И. Экологические мероприятия при разработке рудных месторождений Навоийского горно-металлургического комбината. Экологический вестник. №4. 2005.

ФОРУМ «МАЙНЕКС ЦЕНТРАЛЬНАЯ АЗИЯ 2010»

Поляков А.Н., управляющий директор компании «Адвантис», руководитель оргкомитета форума «Майнекс»

Пост-релиз части докладов 16-18 марта 2010 г.

В Астане, в республике Казахстан в период с 16 по 18 марта 2010 г. прошел 1-й горно-промышленный форум и выставка «Майнекс Центральная Азия 2010». Форум был посвящен обсуждению проблем эффективности и устойчивого развития, стоящих перед горнодобывающей промышленностью Казахстана и стран центрально-азиатского региона. В открытии форума 17 марта принял участие премьер министр Республики Казахстан Карим Масимов. Перед форумом стояла задача представить независимую экспертную оценку современного состояния, потенциала и перспектив развития горного бизнеса Казахстана и стран центрально-азиатского региона в контексте выхода из глобального экономического кризиса. В форуме приняли участие делегаты из более чем 150 компаний и торговых представителей из Казахстана, Кыргызстана, Узбекистана, Монголии, Японии, Китая, России, Украины, Великобритании, США, Канады, Австралии, Германии, Франции, Швейцарии, Бельгии, Индии и Нидерландов.

Асет Исекешев, Заместитель Премьер-министра Республики Казахстан – Министр индустрии и новых технологий отметил, что в своем ежегодном Послании народу Казахстана Глава государства одним из приоритетных направлений деятельности Правительства определил горно-металлургический сектор экономики. Президент страны поручил обеспечить удвоение производства и экспорта металлургической продукции. К 2015 г. доходы бюджета за счет новых проектов должны вырасти на 300-400 млрд. тенге, снижая зависимость сырьевого сектора. По словам министра А. Исекешева, усилия государства по реализуемой форсированной государственной программе индустриально-инновационного развития направлены на реконструкцию действующих и строительство новых конкурентоспособных инновационных промышленных укладов, обеспечивающих производство товаров с высокой добавленной стоимостью, в том числе новыми видами конструкционных, композитных и других материалов. Далее министр представил основные направления промышленной политики в рамках ГПФИИР:

- проведение политики ресурсосбережения за счет использования достижений науки и техники, внедрения безотходных и малоотходных технологий, расширения и применения вторичных ресурсов и отходов производства;

- комплексное использование минеральных сырьевых ресурсов и всемерное сокращение потерь металлов в процессе переделов, развитие новых высоких и наукоемких технологий, способствующих сокращению расхода сырья;

- организация высоких переделов в горно-металлургическом комплексе с целью создания высокотехнологичных и наукоемких производств для получения продукции более высокой товарной готовности, увеличения ассортимента и номенклатуры выпускаемой продукции. Переориентация на выпуск различных сплавов, прокатов, прутков, труб различного диаметра и др.;

- создание условий для поддержания конкурентоспособности продукции традиционного экспорта;

- перевод предприятий на новые инновационные технологии производства металлов;

- расширения рынков для сбыта качественной продукции с высокой добавленной стоимостью;

- усиление позиций Казахстана на мировом рынке товаров за счёт освоения новых видов продукции.

Далее министр заявил, что меры государственной поддержки в развитии горно-металлургического комплекса будут направлены на обеспечение сырьем с последующей переработкой и выходом на базовые металлы, на производство высоких переделов с участием малого и среднего бизнеса, свободных экономических зон (СЭЗ), индустриальных зон (ИЗ). Особое внимание будет уделено геологической разведке, внедрению эффективных технологий по переработке труднообогатимых руд и концентратов, включая отвалы производств. Предусмотрена государственная программа технического и профессионального образования, которая будет способствовать пополнению высококвалифицированного кадрового потенциала в ГМК. Государством будет оказана инфраструктурная поддержка индустриальным проектам.

Выступление *Болат Святослав, Председателя Правления, АО «Национальная горнорудная компания «Тау-Кен Самрук»* было посвящено задачам компании в развитии горнорудного сектора Казахстана. В настоящий момент по величине запасов и их разнообразию Казахстан входит в число наиболее богатых государств мира. По общему объему добычи твердых полезных ископаемых республика занимает 13-е место в мире среди 70 горнодобывающих держав. Доля Казахстана в мировых запасах отдельных металлов: 30% мировых запасов хромовой руды, 25%-марганцевых руд, 10%-железных, медных и свинцовых руд, 13%-цинковых. Удельный вес запасов Казахстана среди стран СНГ: 90%-запасов хромитов, 60%-вольфрама, 50%-свинца и меди, 30%-бокситов, 25%-фосфоритов, 15%-железной руды. Далее г-н Святослав представил основные цели и задачи компании. Миссия Компании – содействие росту стоимости горнорудных активов и конкурентоспособности продукции ГМК РК через участие в разведке, добыче и переработке ГПИ в партнерстве с частным сектором с заботой об окружающей среде и будущем поколении. Цель – войти в десятку наиболее эффективных государственных горнорудных компаний в мире. Основные стратегические

направления деятельности компании:

1. Увеличение государственной доли в горнорудной индустрии страны. Повышение эффективности проектов недропользования путем сокращения времени реализации проектов и увеличения балансовых запасов руд. Рост стоимости горнорудных активов.

2. Рост стоимости горнорудных активов за счет увеличения добавленной стоимости выпускаемой продукции, а также ее конкурентоспособности на мировом рынке.

3. Участие в реализации государственных программ и стратегий, таких как создание аффинажного производства в золотодобывающей отрасли, развитие малого и среднего бизнеса, строительство ж/д путей и вагонов и др.

Исходя из показателей рыночной привлекательности и конкурентности приоритетными для компании являются проекты по разведке и добыче золота, железа, марганца, меди, полиметаллов и коксующегося угля. По этим направлениям предполагается создание соответствующих дивизионов. Компания планирует финансировать проекты используя собственные денежные средства АО «Тау-Кен Самрук», средства АО «Самрук-Казына», переданные в оплату уставного капитала компании, заемные средства, полученные от банков второго уровня, ресурсы АО «Банк Развития Казахстана».

Выступление *Николая Радостовца, Исполнительного директора «Республиканской ассоциации горнодобывающих и горно-металлургических предприятий»* было посвящено вопросам стимулирования реализации инвестиционных проектов ГМК в рамках Программы развития металлургии и производства готовых металлических продуктов Республики Казахстан на 2010-2014 гг. АГМП является крупнейшим в Казахстане объединением компании цветной и черной металлургии, урановой и угольной промышленности, энергетики, логистики, НИИ, сервиса и торговли. По словам г-на Радостовца в настоящий момент в Казахстане созданы привлекательные условия для прямых инвестиций в ГМК. В частности Законом РК «Об инвестициях» предусматриваются инвестиционные преференции. Для инвестиционных проектов, реализуемых на территориях специальных экономических и промышленных зон, существует особый порядок налогообложения с учетом лучшей мировой практики; действует специальный таможенный режим; предусмотрен особый механизм в отношении ввоза иностранной рабочей силы. Действующие инвестиционные соглашения предусматривают комплекс льготных условий и преимуществ, в т.ч. предоставление в приоритетном порядке месторождений сырья с целью его последующей переработки либо обеспечение поставок данного вида сырья от крупных производителей; компенсация части инвестиций на грантовой основе; налоговые льготы и преференции; финансовые и нефинансовые меры стимулирования. В целях развития инноваций и содействия технологической модернизации создается лаборатория при Центре металлургии и высоких технологий в Восточно-Казахстанской области. Организуется системный мониторинг предпри-

ятий, анализ и контроль процессов формирования добавленной стоимости продукции металлургии и металлообработки; предприятиям предлагаются инновационные гранты для модернизации предприятий металлургии и металлообработки, обеспечивающей повышение производительности труда на 20% и более от существующего уровня; введено льготное финансирование лизинга оборудования и проч.

Ержан Карибаев, Заместитель председателя Комитета геологии и недропользования Республики Казахстан рассказал участникам форума о законодательных изменениях в области недропользования в Казахстане. По его словам, развитие законодательства в области недропользования Казахстана имеет своей целью упрощение процедуры государственного регулирования в этой сфере на основе учета интересов государства и недропользователей, а также создания прозрачных схем взаимоотношений между ними. Министерством энергетики и минеральных ресурсов был разработан проект Закона РК «О недрах и недропользовании» в новой редакции, который на момент проведения форума находился на рассмотрении в Сенате Парламента РК. Данным проектом планируется объединить действующий одноименный закон и закон «О нефти». Обсуждаемый Законопроект является одним из наиболее важных и наиболее спорных законодательных актов Казахстана, представляя собой, по сути, «сырьевую конституцию» государства. Целью разработки Законопроекта являются:

1. Совершенствование и систематизация законодательства о недропользовании, устранение имеющихся в нем пробелов, а также обеспечение принципа прямого действия Закона о недрах с минимизацией количества бланкетных норм, т.е. норм, предоставляющих государственным органам, должностным лицам право самостоятельно устанавливать правила поведения, запреты и т.п.

2. Законопроект преследует цель максимальной защиты интересов государства как собственника недр и интересов недропользователей. Это достигается путем установления более прозрачной и ускоренной процедуры проведения конкурсов на предоставление права недропользования, устранения излишних разрешительных документов и существующих пробелов в процедурах реализации приоритетного права государства, а также установления норм, обеспечивающих действенный мониторинг и контроль за выполнением обязательств, определенных контрактом.

С докладом на тему «Значимость инновации в развитии горно-металлургической промышленности» выступил *Патрис Люлье, Вице-президент, Глава операционной деятельности, ENRC Казахстан*. В компанию входят шесть основных подразделений: ферросплавы, железная руда, глинозем и алюминий, электроэнергия, иные цветные металлы и логистика при поддержке централизованной службы продаж и маркетинга. Доходы составили 1,7 млрд. долларов США в 1-ом полугодии 2009 года (1-ое полугодие 2008 г.: 3,4 млрд. долл. США). EBITDA составила 0,6 млрд. долларов США в 1-ом полугодии 2009 г. (1-ое полугодие 2008 г.: 2,2 млрд. долл. США). Производственные

активы главным образом находятся в Казахстане, задействованы приблизительно 64160 сотрудников (1-ое полугодие 2009 г.). Составили 5% долю ВВП Казахстана в 2008 г. Последнее приобретение – «Central African Mining and Exploration Company» («CAMEC»), производство меди и кобальта в Демократической Республике Конго. По словам г-на Люлье «ENRC» серьезно относится к исследованиям и разработкам, инновации и внедрению новой технологии в целях дальнейшего укрепления конкурентных преимуществ. В докладе он привел примеры инновационной деятельности и внедрения передовых технологий на производстве: Казахстанский электролизный завод в г. Павлодар, новый цех для производства FeCr в г. Актобе, Актюбинский завод ферросплавов новый технологический процесс - технология DC. В конце выступления г-н Люлье представил проект ERP – Программу Трансформация бизнеса «Atrow», цель которой - улучшить эффективность бизнес-процессов путем их трансформации и внедрения мировых практик.

Виталий Несис, Генеральный Директор, ОАО «Полиметалл» выступил с докладом «Энергия интеграции». Полиметалл – первая компания, достигшая докризисного уровня цены акций в индексе РТС. В настоящий момент ОАО «Полиметалл» - это игрок номер 2 на рынке драгоценных металлов в России. 4 действующих и 3 строящихся предприятия. Публичная компания с рыночной капитализацией 4 млрд. долл. США 6400 работников. Запасы в золотом эквиваленте около 1000 т. В своем выступлении г-н Несис представил историю развития производства и дал обзор роста и капиталовложений компании. Далее он поделился с участниками форума планами по созданию централизованного процессингового центра для обработки материалов (руд) с различных месторождений – т.н. «Амурский Хаб». В заключении, г-н Несис рассказал о планах по развитию Варваринского месторождения, приобретенного компанией в Казахстане в прошлом году. Инвестиции компании в Варваринское в 2010 г. составят 20 млн. долл. США. Компания планирует увеличение ресурсной базы на Варваринском и в окрестностях, увеличение мощности фабрики на Варваринском до 6 млн. тонн в год, создание на базе Варваринского регионального хаба по переработке золотых руд, идентификацию экономически интересных золотых месторождений и разведочных площадей в Казахстане. К 2013 г. Варваринское планирует выйти на уровень производства 5 тонн в золотом эквиваленте.

Алексей Текслер, Генеральный Директор, АО «ГМК Казахалтын» выступил с докладом «Основные направления развития компании АО «ГМК Казахалтын». АО «ГМК Казахалтын» является одним из старейших предприятий золоторудной отрасли Казахстана. За период эксплуатации с 1929 г. на основных месторождениях компании: Бестобе, Жолымбет, Аксу и Кварцитовые Горки было добыто 318,8 т золота. Компания владеет и управляет 7 контрактами на недропользование в Республике Казахстан. В августе 2009 г. компания ОАО «Полнос Золото» приобрела кон-

трольный пакет акций компании. На месторождениях компании в 2009 г. было произведено 72,8 тыс. унций золота. Далее г-н Текслер рассказал о задачах на 2010 г. В области геологоразведочных работ: реализация инвестиционной программы в объеме 30,5 млн. долл. США, направленной на увеличение запасов и выполнение объема бурения на 148,7 тыс. п.м.; запасы по JORC по итогам 2010 г. - не менее 8 млн. унций, по итогам 2011 г. – не менее 10 млн. унций. В области производства: объем производства готовой продукции в 2010 г. – 4,1 т золота в продукте; реализация инвестиционной программы в объеме 35,4 млн. долл. США, включая особо важные мероприятия: строительство комплекса дробления на руднике Жолымбет; модернизация кучного выщелачивания на руднике Аксу; монтаж мельницы №8 на руднике Бестобе. В настоящее время разработано несколько моделей развития компании, различающихся по срокам реализации и размеру увеличения объемов производства и запасов на балансе предприятия. Следует отметить, что в основу разработки всех моделей заложен принцип кратного увеличения объемов производства. После тщательного анализа эти модели будут представлены на рассмотрение Совета директоров, который примет решение об утверждении стратегии развития предприятия. В области производства в период с 2010 по 2015 гг. планируется: модернизация действующих фабрик и производственных мощностей, запуск мощностей для подземной и открытой добычи, строительство цехов кучного выщелачивания, строительство новых фабрик. Реализация планов по стратегическому развитию компании связана со значительными финансовыми затратами. В 2010 г. планируется осуществление инвестиционных затрат в объеме 65,9 млн. долл. США. На период реализации стратегии (в зависимости от утвержденной модели развития) инвестиции в АО «ГМК Казахалтын» составят до 600 млн. долл. США. В соответствии с первоначальной схемой осуществления сделки по приобретению 50,1% акций KazakhGold Group Limited, в настоящее время завершается работа по проведению дополнительной эмиссии акций на сумму 100 млн. долл. США. При этом основной акционер – компания «Полнос Золото» готова самостоятельно направить данную сумму на выкуп всего объема дополнительной эмиссии. Данная операция должна обеспечить начало реализации проектов, предусмотренных стратегией развития.

Крис Велтон, Директор Центрально-азиатского геологоразведочного управления, Rio Tinto выступил с докладом «Интегрированный подход к разведке и добыче». По уровню рыночной капитализации компания занимает третье место в мире – 113 млрд. долл. США. Компания владеет или является совладельцем крупнейших месторождений мира. В компании работает свыше 90 000 человек. Компания придает первостепенное значение внедрению новых технологий и инновационной деятельности. В инновационно-технологической группе компании работает около 400 человек. Далее г-н Велтон рассказал о стратегии развития бизнеса компании в центрально-азиатском регионе. По его словам Центральная Азия привлекает

стратегических инвесторов своим близким расположением к крупнейшим мировым потребительским рынкам, перспективными недоисследованными месторождениями мирового уровня, развитым рынком квалифицированной рабочей силы, а также благоприятными условиями для крупных международных инвесторов. Разведка новых месторождений является ключевым элементом, обеспечивающим успешное развитие компании. Рио Тинто использует передовые технологии разведки, включая геологическую картографию (Geological Mapping), геохимический анализ (Geochemistry), геофизические показатели (Geophysics), интегрированный дистанционный сенсорный анализ (Integrated GIS and Remote Sensing), трехмерное компьютерное моделирование (3D Modelling and data integration) и технический анализ. В настоящий момент Рио Тинто готовит программу геологоразведки в Казахстане, Узбекистане и Кыргызстане. Приоритетными для компании являются месторождения меди и урана.

Олег Новачук, Главный исполнительный директор Kazakhmys PLC представил на форуме планы группы компаний Казахмыс. В ответ на экономический кризис в 2009 г. компания перевыполнила производственный план – 320 тыс. т меди в катодном эквиваленте. Снизил себестоимость до 72 центов со 116 центов за фунт в 2008 г. Чистая задолженность (исключает МКМ и Kazakhmys Power на 2009 г.) сократилась до 689 млн. долл. США с 1,628 млн. долл. США в конце 2008 г.. Капитальные затраты 428 млн. против запланированных 500 млн. долл. США EBITDA2 - 1,211 млн. долл. США. Ключевые направления развития компании в 2009 г.: 2.7 млрд. долл. США финансирования на проекты развития, Бозшаколь перешел в стадию технического обоснования, Бозымчак перешел в стадию развития, завершение продажи 50% Экибастузской ГРЭС-1, МКМ рассматривается в качестве возможной продажи, восстановление дивидендов в размере 48 млн. долл. США Г-н Новачук так охарактеризовал задачи компании на 2010 г.: обеспечение низкокзатратной производственной деятельности и непрерывная оптимизация активов, финансирование проектов развития и их прогресс, непрерывный рост энергетических активов, увеличить балансовые активы, возобновить выплаты дивидендов. Далее г-н Новачук подробно остановился на отдельных проектах развития компании, в т.ч. промышленное освоение Бозшакольского месторождения, промышленное освоение Бозымчакского месторождения, строительство обогатительных фабрик, новые рудники и расширение рудников. Реализация данных проектов будет проводиться за счет обеспеченного финансирования от Китайского Банка Развития и ФНБ «Самрук-Казына» в размере 2.7 млрд. долл. США.

Тим МакГроу, Исполнительный вице-президент, Nukem Inc. представил обзор современного состояния мирового уранового рынка на перспективу до 2020 года. В докладе г-н МакГроу представил сравнительный анализ мирового производства урана. Приблизительно с 2006 г. Казахстан стал одним из ведущим мировых производителей урана, опередив в 2008 г.

Африку и Канаду. Г-н МакГроу далее представил сценарий мирового производства и потребления урана, согласно которому спрос будет опережать предложение до 2024 г. и далее. Для удовлетворения спроса планируется введение в строй новых производственных мощностей в Австралии, в Канаде, в Африке, в Казахстане и в России. При этом мировые цены на уран будут расти.

Нурлан Рыспанов, Вице-президент по производству, АО НАК «Казатомпром» рассказал участникам форума о роли урановой отрасли Казахстана в мировом производстве. В 2010 г. Казатомпром планирует добыть порядка 18 тыс. т природного урана. Согласно приведенным на сессии базовым сценариям прогнозных расчетов ведущих мировых энергетических агентств, мировое энергопотребление к 2030 г. увеличится в 1,5 раза. Как ожидается, к 2030 г. количество АЭС в мире увеличится вдвое. Многие страны озвучивают планы по строительству более 500 новых реакторов, что приведет к росту доли атомной энергетики с 16% в 2008 г. до 20% в 2030 г. Согласно расчетам ведущих агентств, мировые потребности в электроэнергии могут привести к необходимости ввода в эксплуатацию около 1400 реакторов мощностью 1ГВт каждый. Таким образом, дальнейшие планы АО «НАК «Казатомпром» напрямую связаны с наметившимся на мировом энергетическом рынке «Ядерным Ренессансом». Как сообщил г-н Рыспанов, компания предусматривает выход на реакторостроение и участие в разработке реакторных технологий в рамках реализации стратегической программы АО «НАК «Казатомпром» по созданию вертикально-интегрированной компании с участием во всех звеньях ядерно-топливного цикла (ЯТЦ) для получения экспортно-ориентированной продукции с максимальной высокой добавленной стоимостью. В движении урана от рудника к АЭС, после первой стадии - добычи урана – следующим шагом является конверсионное производство. Выстраивая полную цепочку ЯТЦ, Казатомпром планирует строительство на АО «УМЗ» конверсионного завода совместно канадской компанией CAMECO. Помимо этого Казатомпром является участником совместного с Россией и Украиной проекта по обогащению урана. СП «Центр по обогащению урана» расположен в г. Ангарске. Выход на производственную мощность 5 млн. ЕРР запланирован к 2017 г. Также как и конверсия, этот проект даст независимость в работе с конечными потребителями, а также диверсификацию портфеля предлагаемой продукции и услуг. В ближайшее время Казатомпром совместно с компанией AREVA (Франция) приступит к строительству завода по изготовлению топливных сборок. При успешной реализации данного проекта значительная часть производимого на рудниках Казахстана урана будет продаваться не в форме сырья, а в виде готовой продукции - топливных сборок - на рынки топлива для реакторов, которые будут строиться в Китае, Индии и других странах. Таким образом, компания реализует постепенно отход от сырьевой направленности к диверсификации экономики и создание новых индустриально-инновационных проектов.

Александр Бойцов, Заместитель Генерального директора ОАО «Атомредметзолото» представил на сессии доклад «Россия – Казахстан: стратегическое партнерство в урановой отрасли». Сотрудничество между Россией и Казахстаном в ЯТЦ и строительстве АЭС демонстрирует впечатляющую динамику: существующие проекты активно развиваются, появляются новые, перспективные направления. Ключевые направления сотрудничества: добыча урана: созданы СП по добыче урана в Казахстане, активно развиваются производственные мощности и инфраструктура; ЦОУ: реализуются мероприятия по созданию на паритетных началах совместного предприятия по обогащению урана на территории РФ; строительство АЭС: проведены подготовительные работы по проектированию атомной станции с реакторными установками типа ВБЭР-300 в целях ее дальнейшего сооружения на территории Казахстана; добыча неурановых полезных ископаемых на территории РФ: создана рабочая группа, проводится технико-экономическая оценка проектов, согласуются базовые условия сотрудничества. По итогам 2009 года: Казахстан вышел на 1 место по добыче урана, Россия на 5 месте, по динамике развития производства Казатомпром (50%) – лидер, АРМЗ (25%) – на втором месте, по объему сырьевой базы Казахстан и Россия занимают 2 и 3 место в мире соответственно. Урановая продукция казахстанских СП АРМЗ в 2009 году превысила 20% суммарного производства урана АРМЗ. Далее г-н Бойцов дал обзор сотрудничества России и Казахстана в области добычи урана на примере АО «СП «Заречное», АО «СП «Акбастау», ТОО «СП «РБМ-Казахстан». В заключение доклада г-н Бойцов рассказал о стратегическом партнерстве с канадской компанией Uranium One и представил перспективные направления сотрудничества: развитие аффинажного производства и строительства сернокислотного завода.

Сергей Бреус, Генеральный Директор, СП «Инкай» поделился с участниками форума опытом компании в Казахстане в разработке рудника методом подземного выщелачивания. Метод ПВ (Подземное скважинное выщелачивание руды) признан самым экологически чистым и безопасным методом разработки месторождений (МАГАТЭ). Без поднятия руды на поверхность, путем избирательного перевода ионов природного урана в продуктивный раствор непосредственно в недрах. Урансодержащая руда остается под землей в отличие от традиционных методов добычи (шахтный и карьерный). Метод отличается высокой экологической безопасностью, экономичностью и упрощенностью технологических операций. Далее г-н Бреус рассказал о достижениях компании в разведке и добыче. Опытная добыча ведется с 2002 г. Коммерческое производство на участке №1 начато в 2007 году. Планируемый объем производства на 2010 г. – 1,500 т урана. Планируемое расширение производственной мощности предприятия - до 2,000 т урана. Разведочное бурение на участке № 3 будет завершено в 2010 г. По результатам бурения будет подготовлен геологический отчет с подсчетом запасов, с последующей

защитой в ГКЗ РК и объявлением коммерческого обнародования.

Доклад по теме «Современные критерии и требования, предъявляемые международными финансовыми институтами при организации финансирования в горном секторе» был представлен Габриелем де Ластур, Ведущим банкиром департамента природных ресурсов Европейского Банка Реконструкции Развития (ЕБРР). Опираясь на прогнозы ЕБРР, Financial Times, BHP Billiton, BMI и Ernst & Young г-н де Ластур считает, что горный бизнес вышел из стадии кризиса, однако возвращение к докризисному уровню наступит нескоро по ряду причин: пока не ясно, что определяет текущий рост цен: реальный спрос или инвестиционные операции, направленные накопление запасов с целью дальнейшей биржевой игры; ожидается снижение спроса на минеральное сырье в Китае, из-за замедления инвестиционных затрат на развитие инфраструктуры; происходит нормализация в количестве и объеме торговых операций на международных сырьевых рынках и наблюдается тенденция к снижению объемов; компании имеют лучший шанс для привлечения инвесторов в существующие, а не новые проекты. В сложившейся ситуации ЕБРР предлагает горным компаниям комплекс финансовых решений, направленных на снижение рисков, привлечение дополнительных инвесторов и предоставление технической помощи по разработке технической, экологической и экологической документации, необходимой для привлечения международного долгового и акционерного капитала.

Байрам Валиев, Директор, Инвестиционный департамент, Регион Центральной Азии и Кавказа, Bank of America Merrill Lynch выступил с докладом на тему «Выбор стратегии привлечения международного финансирования для горнодобывающих предприятий, работающих в центрально-азиатском регионе». Г-н Валиев, как и предыдущий докладчик, согласен с тем, что худшие времена для горного бизнеса остались позади, при этом он также предвидит медленное развитие финансово-инвестиционных рынков из-за ряда объективных факторов: инвесторы ожидают, что темпы роста, наблюдавшиеся в начале этого года, будут замедляться после прекращения государственного кредитного финансирования; пока не ясно насколько вырастет в этом году потребительская способность США и Западной Европы из-за роста безработицы; инвесторы ожидают спад экономической активности в Китае; несмотря на то, что фискальная политика до середины 2010 г. будет благоприятной для стабилизации и развития бизнеса, активное экономическое стимулирование, вероятнее всего, вызовет более высокий уровень инфляции; ожидается, что 2011 г. центральные банки будут поддерживать низкие процентные ставки; после стабилизации рынка труда, произойдет стабилизация глобального потребительского рынка, который в свою очередь будет способствовать росту цен на минеральное сырье. За последние 9 месяцев интерес инвесторов к странам Центральной Азии возростал. С середины 2009 г. компании привлекли на долговых рынках заемного капитала свыше

23 млрд. долл. США. При этом инвесторы проявляют осторожность и предпочитают вкладывать капиталы в первичные инструменты. Докладчик считает, что в сложившейся ситуации для компаний будет более разумно привлекать капиталы «впрок, а не тогда когда в нем есть реальная необходимость». Важными факторами, на которые инвесторы обращают внимание, являются последовательность компаний в своих стратегиях развития, наличие хорошо структурированных и прозрачных систем корпоративного управления, своевременное раскрытие информации и очевидный потенциал для роста.

Штефан Муссонг, Директор, Сырьевое структурированное финансирование, UniCredit Bank продолжил тему финансирования горнодобывающих компаний из Центральной Азии и СНГ. В частности в этом году банк ожидает возврат рынка синдицированного финансирования, а также возникновение возможностей для международного финансирования компаний второго и третьего уровня. Хотя в этом сегменте стоимость финансирования будет оставаться достаточно высокой. В регионе Центральной Азии в 2010 г. банк ожидает медленное экономическое выздоровление. Международные инвесторы будут продолжать фокусироваться на инвестирование т.н. «голубых фишек». При этом на рынке будет расти конкуренция благодаря возвращению старых инвесторов и приходу новых. Ликвидность будет высокой. Повышение доверия инвесторов к России будет благоприятно влиять на развитие долгового рынка. В первой половине 2010 г. ожидается возврат проектного и структурного финансирования горнодобывающих компаний. Страхование рисков кредитования (андеррайтинг) будет предлагаться на жесткой контрактной основе. Финансирование горнодобывающих предприятий (кроме золотодобывающих) будет напрямую зависеть от колебаний сырьевых рынков. Все банки, специализирующиеся на горном финансировании, сумели пережить кризис и постепенно ослабляют требования по финансированию инвестиционных операций.

Джон Эдвардс, Главный менеджер по развитию бизнеса в России и СНГ, Лондонская Фондовая Биржа рассказал о возможностях извлечения максимальной выгоды из листинга ценных бумаг. Акционерный капитал горнодобывающих компаний составляет 13% на основном рынке и 14% на рынке альтернативных инвестиций AIM Лондонской Фондовой Биржи. Общая капитализация горнодобывающих компаний, входящих в рейтинг FTSE 100, в который включены акции казахстанских компаний ENRC и Казахмыс, составляет 332 миллиарда долларов США. Вопреки глобальному финансовому кризису в 2009 г. горнорудные компании привлекли на Лондонской фондовой бирже рекордное количество капитала за период с 2004 г. В частности, 16 публичных горных компаний привлекли на основной площадке свыше 12 млрд. фунтов через вторичные размещения, 96 юниорских горных компаний привлекли 958 млн. фунтов через вторичное размещение на рынке AIM. Согласно горнорудному ин-

дексу The Mining Eye аудиторской компании Ernst & Young, 20 ведущих публичных горных компаний в 2009 г. увеличили общую капитализацию на 190%. При этом горные компании, входящие в рейтинг FTSE 300, за 12 месяцев 2009 г. увеличили общую капитализацию на 96,89%.

Сардор Кошназаров, Директор аналитического отдела, Eurasia Capital представил обзор слияний и поглощений на Евразийском горном рынке в 2009 г. По сравнению с предыдущим годом, в 2009 г. количество сделок в международном горном секторе увеличилось на 16%, однако из-за глобального финансового кризиса общий объем сделок уменьшился в два раза. Самыми активными в 2009 г. были китайские компании, на долю которых пришлось 22% от общего количества сделок по слиянию или поглощению. В Евразии рынок M&A в 2009 г. сократился на 64% по сравнению с предыдущим годом. В Казахстане количество сделок снизилось на 80%. При этом заметный рост M&A активности наблюдался в Кыргызстане (продажа активов Cameco компании Centerra) и в Монголии (свыше 85%). В 2009 и начале 2010 г. Китайские инвесторы являлись лидерами в приобретении горных активов в Монголии и в Узбекистане. В Казахстане самыми крупными сделками являлись приобретение фондом «Самрук Казына» у корпорации Казахмыс 50% акций Экибастузского угольного месторождения и приобретение компанией ENRC активов компании Central Africa за 620 млн. долл. США. В этом году аналитики компании ожидают значительный рост на рынке M&A в центральном-азиатском регионе, благодаря росту сырьевых цен и повышению активности в горном секторе государственных инвестиционных фондов (Sovereign Wealth Funds - SWFs).

Вячеслав Павлов, Ведущий консультант по оценке горнодобывающих компаний, American Appraisal выступил с докладом «Оценка стоимости горных компаний - применение в МСФО и при выходе на рынки капитала». Наибольший интерес у аудитории вызвали практические вопросы оценки с учетом непредсказуемости, а также оценка компаний перед IPO на примере недавнего размещения компании Русал на Гонконгской фондовой бирже. По мнению выступающего, правительства должны предпринимать активные действия для устранения факторов неожиданности и непредсказуемости, которые значительно снижают возможности для привлечения горными компаниями капитала. Докладчик также считает, что благодаря международной активности Китая фондовые рынки Шанхая и Гонконга будут приоритетными для привлечения горными компаниями акционерного капитала.

Полный отчет форума, включающий материалы презентаций, фото и видеорепортаж опубликован и доступен для участников форума в режиме on-line. По вопросам приобретения материалов форума на DVD можно обратиться по адресу: Ирина Юхтина, Advantix Ltd, Tel: + 44 207 520 9341, Факс: + 44 207 520 9342, LondonOffice@minexforum.com.

РАИМЖАНОВ БАХАДИРЖАН РАИМЖАНОВИЧ

(к 60-летию со дня рождения)

10 марта 2010 г. исполнилось 60 лет крупному ученому в области горного дела, доктору технических наук, профессору, иностранному члену Академии горных наук Российской Федерации, заместителю директора института «O'zGEORANGMETLITI» по науке - Бахадиржану Раимжановичу Раимжанову.

Окончив с отличием в 1971 г. горно-металлургический факультет «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых» ТашПИ Б.Р. Раимжанов был оставлен при кафедре стажером-исследователем. В 1976 г. после обучения в целевой аспирантуре в Московском горном институте он защитил кандидатскую диссертацию, после чего продолжил свою научно-педагогическую деятельность в ТашПИ ассистентом, старшим преподавателем и доцентом. После обучения в 1988-1991 гг. в очной докторантуре при Московском горном институте Б.Р. Раимжанов защитил докторскую диссертацию. В 1994 г. ему было присвоено ученое звание профессора. 1991-1995 гг. он работал доцентом кафедры, заместителем декана, деканом горно-металлургического факультета, заместителем проректора горно-геологического центра, профессором и заведующим кафедрой ТашГТУ. С 1995 г. Б.Р. Раимжанов работал директором Навоийского филиала ТашГТУ и в этом же году при его активном участии на базе этого филиала был создан НГГИ, первым ректором которого он являлся в течение 10 лет. Под непосредственным руководством Б.Р. Раимжанова в НГГИ была создана учебно-лабораторная и методическая база, укреплен кадровый потенциал, заложена основа научного потенциала нового института. В 2005 г. Б.Р. Раимжанов избран иностранным членом Академии горных наук Российской Федерации. С 2006 г. он работает заместителем главного инженера, а с 2010 г. заместителем директора института «O'zGEORANGMETLITI» по науке. Б.Р. Раимжанов в 1982-1983 учебном году находился на 10-месячной научной стажировке в Соединенных Штатах Америки.

Особое место в научной деятельности Б.Р. Раимжанова занимают проблемы отработки высокогорных месторождений угля в сложных горно-геологических условиях. Разработанные им технологические схемы успешно применяются на угольных шахтах Средней Азии. В качестве альтернативы традиционному способу подземной угледобычи Б.Р. Раимжановым предложены нетрадиционные технологические схемы на основе подземной газификации и подземного сжигания угля, которые обеспечивают вовлечение в сферу промышленного производства дополнительных топливно-энергетических ресурсов. Под руководством Б.Р. Ра-



имжанова в рамках государственных научно-технических программ велись научно-исследовательские работы, посвященные разработке и внедрению высокоэффективных геотехнологических и биотехнологических способов добычи и переработки руд благородных, цветных и редких металлов, а также по совершенствованию методов разрушения горных пород взрывом. В настоящее время под руководством Б.Р. Раимжанова ведутся научно-исследовательские работы, которые включены в приоритетные направления социально-экономического развития Республики Узбекистан и

посвящены комплексному освоению месторождений полезных ископаемых Центральных Кызылкумов.

Б.Р. Раимжанов является автором более 180 научных трудов, в том числе, трех монографий, пяти учебников и учебных пособий, девяти изобретений и патентов. Под его научным руководством защищены две докторские, две кандидатские диссертации и подготовлены к защите одна докторская и несколько кандидатских диссертаций.

Профессор Раимжанов Б.Р. как признанный ученый участвует в формировании научно-технической политики в области горного дела, является председателем специализированного совета по защите кандидатских и докторских диссертаций по горным специальностям, международным членом учебно-методического объединения ВУЗов горного профиля Российской Федерации, членом редколлегий Республиканского журнала «Горный вестник Узбекистана».

Раимжанов Б.Р. награжден нагрудным знаком «Узбекистон Республикаси Олий таълим аълочилиси», знаком «Горняцкая слава» II степени и почетными грамотами Министерства высшего и среднего специального образования Республики Узбекистан.

60-летний юбилей Бахадиржан Раимжанович встречает полным сил, энергий и творческих замыслов.

Друзья, коллеги и ученики поздравляют Бахадиржана Раимжановича Раимжанова и желают ему крепкого здоровья, личного счастья и новых научных достижений!

*Государственное предприятие «Навоийский ГМК
Государственное унитарное предприятие Узбекский научно-исследовательский и проектный институт геотехнологии «O'zGEORANGMETLITI»*

ОАО «Алмалыкский ГМК»

ОАО «Узбекжумир»

Московский государственный горный университет

Ташкентский государственный технический университет

Навоийский государственный горный институт

К СТОЛЕТИЮ СО ДНЯ РОЖДЕНИЯ ГЕРТМАНА ЛЬВА ГРИГОРЬЕВИЧА

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Маркшейдерское дело» ТашГТУ, академик Академии наук РУз, докт. техн. наук

В этом году исполняется 100 лет со дня рождения замечательного человека, Льва Григорьевича Гертмана, к великому сожалению, ушедшему от нас в возрасте шестидесяти одного года.

За годы своей короткой, но очень содержательной и интересной жизни (20.05.1910 – 21.09.1971) Лев Григорьевич внес большой вклад в развитие горной науки, образование и горную отрасль в целом.

Свою деятельность в горном деле Лев Григорьевич начал сразу после окончания средней школы в городе Коканд (1927 г.), поступив в САГУ на геологическое отделение физмата, в 1928 г. перевелся на вновь открытое горное отделение, которым руководил профессор М.М. Протоdjаконов.

После смерти профессора М.М. Протоdjаконова, он вместе с группой был переведен в Московский горный институт (МГИ), после окончания которого в 1931 г. до 1934 г. работал инженером в тресте «Средазуголь». Ему выпало счастье впервые в практике бывшего Союза руководить испытанием передвижного щитового крепления для выемки мощных пластов на рудных месторождениях.

Обобщение испытаний легли в основу его кандидатской диссертации, которую он блестяще защитил в 1940 г.

В последующие годы Л.Г. Гертман работал в Ташкентском институте повышения квалификации, заведующим горно-металлургическим отделением, заместителем директора и директором.

С 1937 г. трудовая деятельность Льва Григорьевича связана со Среднеазиатским политехническим институтом, вначале по совместительству, а с 1940 г. - штатным преподавателем. Именно в эти годы им разработано важнейшее для экономического подъема Средней Азии решение проблемы промышленной разработки Ангренского бурого угольного района.

В годы Второй мировой войны он работает начальником строительства новых шахт. Несмотря на трудные условия коллективы шахт, руководимые Л.Г. Гертманом, успешно выполняли задания правительства, закладывая основы для мощного развития Ангренского бассейна.

Будучи доцентом горного факультета ТашПИ,



Л.Г. Гертман, 1951 г.

он возглавлял выпуск студентов по специальности «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых».

Лев Григорьевич был также крупным специалистом по экономике и организации горной промышленности, это и послужило тому, что при создании кафедры «Экономика и организация горной промышленности» Лев Григорьевич стал её заведующим.

Им написано более 70 научных работ, освещающих актуальные проблемы разработки месторождений и горной экономики того времени.

В течение многих лет Л.Г. Гертман руководил подготовкой аспирантов. Под его руководством было защищено 5 кандидатских диссертаций.



Ташкентцы – ученики профессора М.М. Протоdjаконова, которые доучивались в Москве после его смерти. Слева направо: Л. Гертман, И. Иваницын, А. Кузмич, Я. Дорман, М. Протоdjаконов (младший), сын профессора М.М. Протоdjаконова, Москва, 1930 г.

За заслуги в развитии горной промышленности Узбекистана и подготовку инженерно-технических научных кадров Лев Григорьевич получил ряд правительственных наград: медали «За доблестный труд», «За трудовое отличие», «За доблестный труд в Великой Отечественной войне».

Несмотря на прошедшие годы, мы не на минуту не забываем о нем как о прекрасном педагоге с богатым жизненным опытом, честном, обаятельном и добром человеке!