

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'asischilar:

Navoiy kon-metallurgiya kombinati Davlat korxonasi, Navoiy davlat konchilik instituti, Davlat unitar korxonasi O'zbekiston geotexnologiya 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» DUK

Bosh muharrir:

Nasirov U.F.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Shemetov P.A.

Tahririyat kengashi:

Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., Bibik I.P., Isokov M.U., Gulyamov B.V., Lunin S.V., Muxiddinov B.F., Norov Yu. D., Popov Ye.L., Raimjanov B.R., Rahimov V.R., Sagdiyeva M.G., Sanakulov K.S., Sattarov G.S., Sniitka N.P., Sitenkov V.N., Turesebekov A.X., Farmanov A.K., Xursanov X.P., Yakubov M.M.

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:

210100, 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: I.Bibik@cru.ngmk.uz

O.Naumova@cru.ngmk.uz

sayt: <http://www.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Kompyuter sahifasi:

Naumova O.A.

Tahliliy guruh:

Golishenko G.N., Nakaryakova O.A., Fedyanin A.S.

Dizayn:

Bannov A.N.

Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini yangilab boruvchi mas'ul:

Davlatov B.R.

Nashr qilindi:

NKMK bosmaxonasida
210100, Navoiy shahri, Yujnaya ko'chasi, 25
Tel: 8 (438) 5777556, 5778019

Nashr etishga 15.03.2011 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

Староверов О.В. Полувековая история развития медной обогатительной фабрики ОАО «Алмалыкский ГМК» 3

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

- Санакулов К.С., Воробьев А.Е., Джимиева Р.Б.** Современные методы термодеструкции горючего сланца в пластах 11
- Санакулов К.С., Руднев С.В., Канцель А.В.** О возможности обработки месторождения Учкулач с использованием технологии рентгенрадиометрического обогащения свинцово-цинковых руд 17
- Санакулов К.С., Рузиев Н.Р.** Особенности проектирования цеха кучного выщелачивания 20
- Шеметов П.А., Бибиб И.П.** Физико-техническое обоснование параметров взрывных работ в глубоких карьерах 24
- Шеметов П.А., Бибиб И.П.** Разработка сейсмобезопасных параметров БВР при демонтаже инженерных сооружений ЦПТ 37
- Рахимов В.Р., Чунихин С.Г.** Повышение достоверности, полноты, комплексности и эффективности использования запасов недр Алмалыка 40
- Маркелов С.В., Аликулов Ш.Ш., Тахиров У.Т.** Влияние химической коагуляции порово-трещинного массива на производительность блоков подземного выщелачивания 45
- Маркелов С.В.** Оценка гидродинамических параметров при подземном выщелачивании руд 47
- Норов Ю.Д., Бибиб И.П., Ивановский Д.С.** Исследование влияния параметров буровзрывных работ на коэффициент сброса при взрывном перемещении разнопрочных горных пород 54
- Музафаров А.М., Глотов Г.Н., Саттаров Г.С., Кист А.А.** О вопросе нарушения коэффициента радиоактивного равновесия между изотопами урана 57
- Федянин С.Н., Лунин С.В., Федянин А.С.** Обоснование необходимости технологической селекции низкосортных золотосодержащих руд Мурунтау 61
- Мирзаева Ф.Ж., Арапбаев Н.Е., Норов Д.Ш.** Критерий оценки применения защитной способности экрана при контурном взрывании 64
- Глотов Г.Н.** Факторы и параметры, лимитирующие эффективность процессов подземного выщелачивания урана 66
- Коломников С.С.** Циклично-поточная технология разработки природных и техногенных золоторудных месторождений 70
- Саидов Х.Н., Восиев Э.У., Коштело О.Ю.** Применение новой технологии доизвлечения урана на руднике Кетмончи 73
- Нутфуллаев Г.С., Норов А.Ю.** Разработка способа взрывания разнопрочных горных пород с использованием кумулятивного эффекта 74
- Уринов Ш.Р., Хамдамов О.О.** Исследование процесса нагружения горных пород продуктами детонации при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ с различными видами забоек 77

МЕТАЛЛУРГИЯ VA ВОУИТИШ / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

- Ахмедов Х., Ахатов Н.А., Хасанов А.С.** Результаты лабораторных испытаний смеси руд месторождений Кокпатас и Даугызтау с применением традиционных и местных флотореагентов 80
- Ахмедов Х., Попов Е.Л., Хабибуллаева Г., Нурмухамедов И.С., Ходжиметова Н.С., Акчурина Р.Х.** Технология переработки золотосодержащей руды участка Акташ месторождения «Гирмираб» 81
- Лунин С.В., Федянин А.С., Федянин С.Н.** Предпосылки к применению магнитной сепарации для технологической селекции флотоконцентрата упорных руд и обогащения хвостовой пульпы гидрометаллургического производства золота 83
- Лунин С.В., Федянин А.С., Агеев Д.С.** Перспективы развития производства редкоземельных элементов при вовлечении в переработку техногенных отходов ГМЗ-2 86
- Якубжанова М.Е., Попов Е.Л., Ахмедов Х.** Применение нового импортзаменяющего реагента СД-1 при флотации сульфидных руд Узбекистана 87

**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'zGEORANGMETLITI»

При финансовой поддержке:

ГП «Навоийский ГМК»,
ОАО «Алмалыкский ГМК»,
ОАО «Узбекуголь»,
ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

Главный редактор:

Насиров У.Ф.

Зам. главного редактора:

Шеметов П.А.

Редакционный совет:

Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Бибик И.П.,
Гулямов Б.В., Исоков М.У., Лунин С.В.,
Мухиддинов Б.Ф., Норов Ю.Д., Попов Е.Л.,
Раимжанов Б.Р., Рахимов В.Р., Сагдиева М.Г.,
Санакулов К.С., Саттаров Г.С., Снитка Н.П.,
Сытенков В.Н., Туресебеков А.Х., Фарманов А.К.,
Хурсанов Х.П., Якубов М.М.

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:

210100, г. Навоий, 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: I.Bibik@cru.ngmk.uz

O.Naumova@cru.ngmk.uz

Сайт: <http://www.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Компьютерная верстка:

Наумова О.А.

Аналитическая группа:

Голищенко Г.Н., Накарякова О.А., Федянин А.С.

Дизайн:

Баннов А.Н.

**Ответственный за публикацию и обновление
электронной формы журнала:**

Давлатов Б.Р.

Оттиснено:

в типографии НГМК
210100, г. Навоий, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 5777556, 5778019

Подписано в печать 15.03.2011 г.

Тираж 600 экз.

<i>Агеев Д.С.</i> Локально-сорбционная установка	89
<i>Коротовских Г.С., Ахмедова Е.Р.</i> Определение показателей сгущаемости пульпы в лабораторных условиях	91
<i>Кажикенова С.Ш., Сатбаев Б.Н., Нуркенов О.А.</i> Закономерности распространения фронта горения в самых простых безгазовых элементных СВС – системах	93

ГЕОЛОГИЯ / ГЕОЛОГИЯ

<i>Федянин С.Н., Беловол Н.Т., Шаёмов Ж.И.</i> Результаты статистических исследований химического состава золотосодержащих руд месторождения Кокпатас	97
<i>Хамроев И.О.</i> Геологическое строение и перспективы Зармитанской золоторудной зоны	100

ГЕОМЕХАНИКА / ГЕОМЕХАНИКА

<i>Рахимов В.Р., Мингбаев Д.И.</i> Оценка действующей геодезическо-маркшейдерской сети карьера Кальмакыр и разработка рекомендаций по ее развитию	103
<i>Ахмеров Р.З.</i> Применение метода кратно-отраженных волн землетрясений для решения прикладных задач	106

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

<i>Абдиев И.Н., Кочюгаев А.И.</i> Управление технологическими и организационными преобразованиями в производстве	108
<i>Валиев М.В., Галимов Р.И.</i> Разработка вихревого теплогенератора для систем автономного отопления и горячего водоснабжения	110

ГЕОТЕХНИКА / ГЕОТЕХНИКА

<i>Подэрни Р.Ю., Бочаров Р.А., Холиков М.С.</i> Онтология и анализ достигнутого технического уровня конструкций экскаваторов – драглайнов	112
<i>Кантович Л.И., Эгамбердиев И.П., Муминов Р.О.</i> Выбор рациональных жесткостных параметров вращательно - подающего механизма карьерного бурового станка	116
<i>Байжабагинова Г.А., Муравьев О.П., Шеров К.Т.</i> Исследование долговечности и надежности работы горных машин	119
<i>Эгамбердиев И.П.</i> Влияние динамики процесса бурения на долговечность опорных узлов буровых станков	121
<i>Файзиев Б.Т., Арапбаев Е.Е., Миродилов А.А.</i> Расчет максимальных тепломеханических напряжений в поверхностных слоях банджей колесных пар тепловозов типа ТЭ10М при использовании чугунных и композиционных колодок	124
<i>Абдуазизов Н.А., Эгамбердиев И.П., Атакулов Л.Н.</i> Критерии оценки эффективности системы «гидробак-охладитель» гидрообъемной силовой установки карьерного оборудования	125
<i>Мукумов А.Т.</i> Перспективы развития систем GPS на руднике Мурунтау	127

**ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI /
НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ**

<i>Курбанов А.А., Жумаев А.А.</i> К вопросу изучения влияния очистки базальтов на качество продукции	130
<i>Раджабов Р.И.</i> Увеличение производительности и повышение надежности оборудования и качества анализа в ЦЛГАА	133
<i>Кушназаров И.К., Муртазаев Р.Б., Санакулов Р.</i> Износ круглых самовращающихся резцов	135

IQTISOD / ЭКОНОМИКА

<i>Ашурова Н.Б., Сулаймонова Ш.М.</i> Тадбиркорлик фаолиятини кредитлар ёрдамида рағбатлантириш ва қўллаб-қувватлашинг афзалликлари	137
---	-----

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Книжные новинки	140
Основной порядок оформления статей при публикации их в журнале «Горный вестник Узбекистана»	140

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Sandvik Mining and Construction»
На 3 стр. обложки: «AGAMA»
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco Rock Drills AB»

ПОЛУВЕКОВАЯ ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ МЕДНОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ ОАО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

Староверов О.В., директор Медной обогатительной фабрики ОАО «АГМК»

Летопись Алмалыкского горно-металлургического комбината берет начало в 1939 г., когда пятилетним планом было намечено строительство медеплавильного комбината на базе месторождения Кальмакыр. Но с началом Второй мировой войны работа по строительству комбината была практически прекращена. Лишь в послевоенные годы в период становления АГМК началось проектирование и строительство Медной обогатительной фабрики (рис. 1-11).

В 1955 г. институтом «Механобр» был разработан проект по обогащению медно-молибденовых руд Кальмакырского месторождения. В 1957 г. начались работы на стройплощадке силами треста «Алмалыксвиноцстрой», которые велись усиленными темпами в течение последующих лет. Одновременно велась разработка технического проекта обогатительной фабрики, которая была закончена в 1958 г. Уже к началу 1961 г. основные строительные и монтажные работы на первой очереди фабрики были закончены.

Перед молодым коллективом обогатителей встали задачи – в короткий срок освоить новейшее оборудование, наладить технологические схемы, проверить каждый узел смонтированного оборудования с тем, чтобы с первого дня пуска фабрики выдавать высококачественную продукцию и в кратчайшие сроки достичь проектных показателей обогащения. Для этого были организованы курсы по всем технологическим и общепромышленным профессиям, несколько групп рабочих было направлено на родственные предприятия для прохождения стажировки.

20 марта 1961 г. состоялся пробный пуск первой цепочки корпуса дробления, а 16 июня 1961 г. в главном корпусе пущена в постоянную эксплуатацию технологическая секция № 2 для переработки окисленных руд по схеме прямой флотации, получены первые тонны медного



Староверов О.В.

концентрата. Этот день следует считать днем пуска Медной обогатительной фабрики (МОФ).

30 июня 1961 г. Государственная комиссия под председательством начальника Управления горно-металлургической промышленности Узбекского Совнархоза – Николая Александровича Цогоева, стоявшего у истоков строительства комбината в 1948-1952 гг., приняла от строителей и монтажников первую секцию фабрики. Уже через десять дней после начала эксплуатации фабрики коллектив обогатителей отгрузил потребителям первые сотни тонн медного концентрата с высоким содержанием в нем меди.

В течение июня была освоена производительность измельчительного оборудования в пределах, установленных приемным актом с учетом отсутствия третьей секции дробления из-за ее неготовности.

Весь июнь и первая половина августа 1961 г. ушли на устранение отдельных «узких мест» проекта: реконструкцию промпродуктовых пульподделителей, замену некоторых насосов, не обеспечивающих требуемую производительность, изменение схемы флотации и подачи реагентов и другие работы, связанные с освоением отдельных узлов технологической цепочки.



Рис. 1. Главный корпус МОФ

Коллектив фабрики совместно с работниками исследовательской лаборатории комбината и института «Гинцветмет» работал над вопросами уточнения технологической схемы, отработки режима работы новых для комбината флотомашин «Механобр-2» с целью увеличения их пропускной способности по потоку. Прорабатывались условия и режим совместной переработки упорных и неупорных окисленных руд.

В октябре 1961 г. была пущена в эксплуатацию секция № 1 по переработке упорных окисленных медных руд по комбинированной схеме. С пуском этой секции было положено начало применению в крупных промышленных масштабах оригинальной схемы обогащения, предложенной профессором В.Я. Мостовичем.

Сущность этой схемы заключается в том, что процесс выщелачивания окисленной меди, последующая цементация ее из раствора и флотация це-

ментной меди проходит в едином неразрывном потоке без применения промежуточных операций обезвоживания. Необходимость применения данной технологии была продиктована тем, что проектируемый чисто флотационный метод с использованием сернистого натрия для активации флотационной способности окисленных минералов не позволял обеспечить уровень извлечения меди из упорных руд более 30-40%. Комбинированная же схема, как показали предварительные исследования, давала возможность извлекать медь на уровне 76% из упорных окисленных руд. Это обстоятельство и было основанием в выборе технологии этих руд.

С пуском данной секции по схеме профессора В.Я. Мостовича вопрос внедрения комбинированной схемы был решен практически. В ходе освоения этой технологии специалисты встретились с большими трудностями.

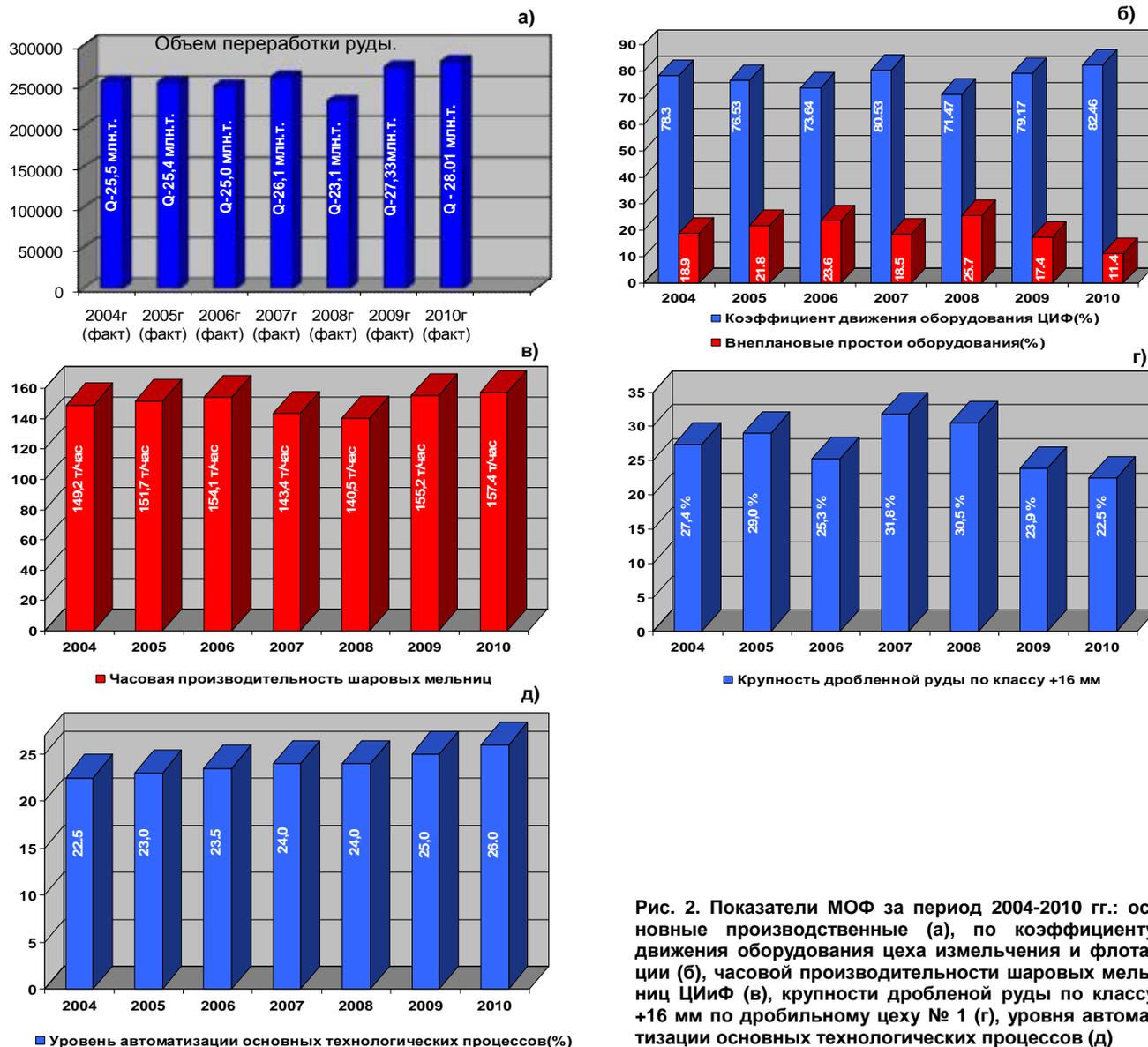


Рис. 2. Показатели МОФ за период 2004-2010 гг.: основные производственные (а), по коэффициенту движения оборудования цеха измельчения и флотации (б), часовой производительности шаровых мельниц ЦИИФ (в), крупности дробленой руды по классу +16 мм по дробильному цеху № 1 (г), уровня автоматизации основных технологических процессов (д)

В бывшем Союзе технология комбинированного обогащения в больших масштабах использовалась впервые. Практического опыта не хватало, многие тонкости процесса были неизвестны. Т.к. основные стадии процесса ведутся в кислой агрессивной среде, всталла проблема разработки и осуществления мер по химической защите оборудования и коммуникаций, которые в проекте были решены недостаточно четко. В ходе освоения был полностью реконструирован узел выщелачивания и цементации. Отделение помола чугушной стружки было переведено с сухого метода измельчения с пневмотранспортом порошка железа на мокрый помол с гидротранспортом.

После пуска секций № 1 и № 2 строительство фабрики продолжалось. В мае 1962 г. вступила в строй секция № 3, а в октябре – секция № 4.

Схема В.Я. Мостовича проработала на фабрике до 1968 г. К этому времени на фабрику стали поступать в значительных объемах сульфидные руды, перерабатываемые на секциях № 3 и № 4.

Продолжалось поступление и окисленных руд. При дроблении двух сортов руд по единой технологической цепочке дробильного цеха было неизбежно смешивание сульфидных и окисленных руд, что приводило к большим потерям металла в хвостах. В связи с этим переработка окисленных руд в главном корпусе была прекращена.

Для обогащения окисленных руд и неупорных руд было решено построить отдельную установку – дробильно-обогащительный комплекс (ДОК) с переработкой руды по единой технологической схеме.

К моменту ввода в строй секции № 3 и № 4 на руднике Кальмакыр уже были вскрыты горизонты залегания сульфидных руд, и началась их добыча и переработка на этих секциях. Технологические схемы флотации сульфидных руд, замененные в проекте, имели существенные недоработки. Степень извлечения металлов была невысокой из-за недостаточного раскрытия минералов в процессе рудного измельчения, вследствие чего недораскрытые сростки минералов терялись с хвостами. После проведения исследований в проектную технологическую схему была внесена дополнительная операция – доизмельчение промпродуктов, получившая реализацию при проектировании и строительстве секции второй очереди, а затем при реконструкции секции первой очереди.

Одновременно с началом освоения флотации сульфидных руд началось освоение технологии селективной медно-молибденового концентрата с получением молибденового промпродукта. Первоначально участок селективной занимал небольшую площадь в пролете участка главного корпуса. Технология селективной в соответствии с проектом была основана на применении сернистого натрия в качестве подавителя сульфидов меди. При этом удельные



Рис. 3. Моносекция №5 ДОК-2 после реконструкции

расходы сернистого натрия были настолько велики, что делали процесс селективной нерентабельным.

Исследователями комбината под руководством Г.Л. Ленковской в короткие сроки была разработана технология на основе пропарки коллективного концентрата в известковой среде с последующей флотацией молибденита. Это позволило резко сократить расходы сернистого натрия. Схема была смонтирована, освоена и в дальнейшем была вынесена в отдельный вновь построенный корпус селективной, где действует с некоторыми усовершенствованиями по настоящее время. В ходе изысканий путей удешевления процесса селективной группой специалистов комбината в содружестве с научными работниками института «Средазнипроцветмет» разработана новая технология селективной на основе использования сульфит-бисульфит-аммония в качестве депрессора взамен сернистого натрия, закупаемого по высоким ценам за рубежом. Использование данного реагента, приготовляемого на комбинате из местного сырья, позволило повысить показатели флотации селективной, улучшить качество молибденового промпродукта и, что особенно важно, отказаться от закупок сернистого натрия за рубежом, что дало экономии более 3 млн. долларов США в год. Данная



Рис. 4. Новые больше-объемные флотомашины «РИФ-45»



Рис. 5. Операторная насосно-гидроциклонных установок «WARMAN»

технология продолжает использоваться на фабрике по настоящее время. После завершения строительства и пуска секций первой очереди фабрика продолжала расширяться. Ускоренными темпами велось строительство и монтаж секций второй очереди. Секции № 6 и № 7 были пущены в эксплуатацию в 1965 г., секция № 8 – в ноябре 1966 г., а секция № 9 – в декабре 1967 г. При проектировании этих секций в значительной мере были учтены недостатки проекта секций первой очереди. В цикле рудного измельчения применены шаровые мельницы большего типоразмера; предусмотрен узел доизмельчения промпродуктов; более развита схема флотации, предусматривающая отдельную флотацию песков и шламов, флотацию промпродуктов в отдельном цикле, межциклонную флотацию. Опыт работы секции второй очереди показал преимущество развитых технологических схем. Извлечение металла на них достигалось на 2–3% выше, чем на секциях первой очереди, работающих по более про-

стым схемам. С пуском секции второй очереди проектная мощность фабрики по переработке достигла 18,6 млн. т в год.

С 1970 г., в целях наращивания мощностей фабрики по переработке руды и увеличения выпуска медных концентратов, начата реконструкция секций первой, а затем и второй очереди. По проекту реконструкции на каждой секции было установлено по одной дополнительной мельнице. Кроме того, была смонтирована секция № 5. Технологическая схема, принятая в проекте реконструкции, представляла собой стадийную схему обогащения с доизмельчением и дофлотацией песковой фракции отвальных хвостов. В процессе реконструкции флотационный парк флотомашин ФПМ-6,3 на секциях второй очереди был заменен на флотомшины ФПМ-12,5.

В 1992 г., после реконструкции, на секциях первой очереди взамен устаревших машин ФПМ-6,3 были установлены большеобъемные машины ФПМ-16. При этом фронт флотации первой очереди был перекомпанован, вместо пяти секций флотации было организовано две флотационные моносекции, что намного улучшило управляемость технологическим процессом. После завершения работ по реконструкции секций мощность главного корпуса возросла на 70% и составила 29,8 млн. т в год. За счет использования более совершенной технологической схемы возросло извлечение меди и драгметаллов в концентрат. Одновременно с реконструкцией секций главного корпуса велось строительство секции № 10 (ДОК).

Первоначальным проектом Дробильно-обогажительного комплекса предусматривалась переработка в объеме 2,4 млн. т в год только окисленных упорных и неупорных руд в смеси по единой технологической схеме профессора В.Я. Мостовича. Дробление руды запроектировано в одну стадию в дробилке ККД 1500/180. Для цикла измельчения предполагалось использовать мельницы самоизмельчения типа «Каскад» в количестве трех штук.

В 1976 г. бывшим Совмином СССР было принято Постановление № 383, предусматривающее удвоение мощностей по выпуску меди на Алмалыкском ГМК. Во исполнение данного Постановления проект ДОК был пересмотрен в сторону увеличения его производительности. Для решения этой задачи в проект было решено внести изменение – малопроизводительные мельницы самоизмельчения было решено заменить на шаровые объемом 82 м³ каждая в количестве 5 штук. На проведение рудоподготовки запроектиро-

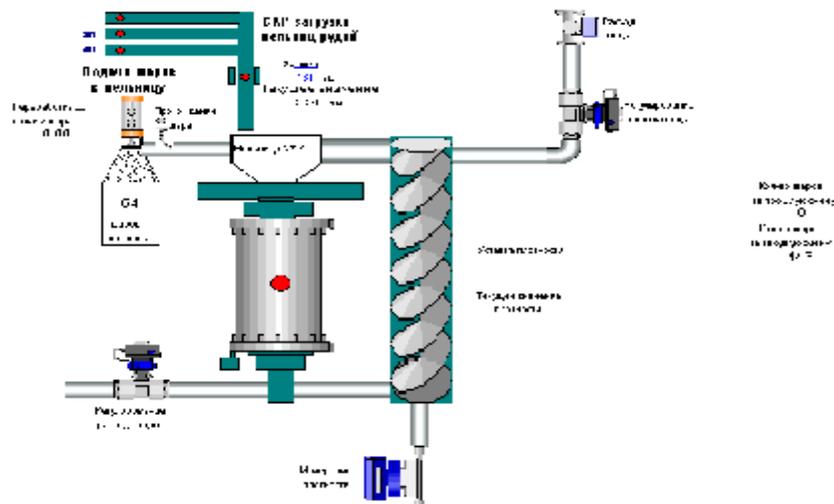


Рис. 6. Система автоматической загрузки шаров в мельницы

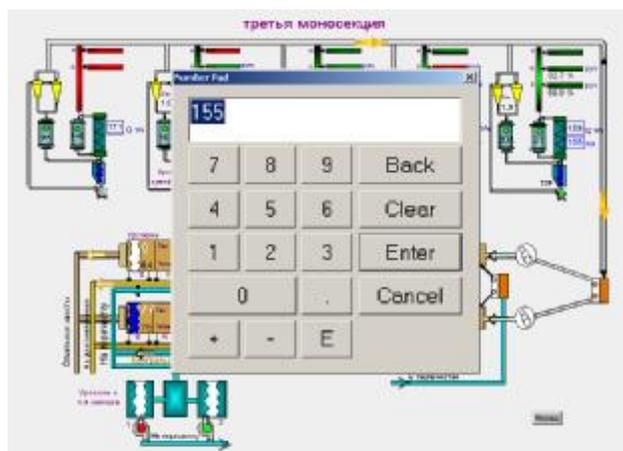


Рис. 7. Мнемосхема системы автоматического регулирования загрузки мельниц первой стадии руды

вана трехстадийная схема дробления в замкнутом цикле с грохочением в третьей стадии дробления. Крупность дробленой руды определена на уровне 15 мм. Корректировка технического проекта ДОКа институтом «Механобр» окончательно произведена в декабре 1977 г.

В результате принятых в проекте решений мощность Дробильно-обогажительного комплекса была увеличена в 4,5 раза без расширения производственной площади главного корпуса. При этом предусматривалась переработка в основном сульфидных руд Кальмакырского и Сары-Чекинского месторождений. Для переработки окисленных руд запроектирована отдельная нитка мощностью 1,0 млн. т в год. Технология обогащения этих руд по методу В.Я. Мостовича была заменена на сорбционную технологию. Производительность отделения дробления на ДОКе была рассчитана с учетом передачи части дробленой руды в бункера 6-9 секции главного корпуса фабрики. Ввод в эксплуатацию ДОКа был осуществлен в 1986 г.

После завершения реконструкции секций в главном корпусе и с вводом в эксплуатацию Дробильно-обогажительного комплекса Медная обогатительная фабрика по своей производительности заняла лидирующее положение среди предприятий цветной металлургии бывшего СССР. Проектная расчетная мощность фабрики по переработке руды составила 38,6 млн. т в год.

Однако в последующий период эксплуатации фабрики принятый в проекте параметр удельной производительности в цикле измельчения на уровне 1,38 т/ч на 1 м³ рабочей емкости мельниц не подтвердился и составил около 1,0 т/ч на 1 м³. Соответственно была снижена и часовая производительность шаровых мельниц по исходной руде, что в конечном счете вызвало проблемы как по соблюдению режима по тонине помола, так и по освоению проектной мощности.

Для выявления причин данного фактора институтом «Механобр» совместно с лабораторией ком-

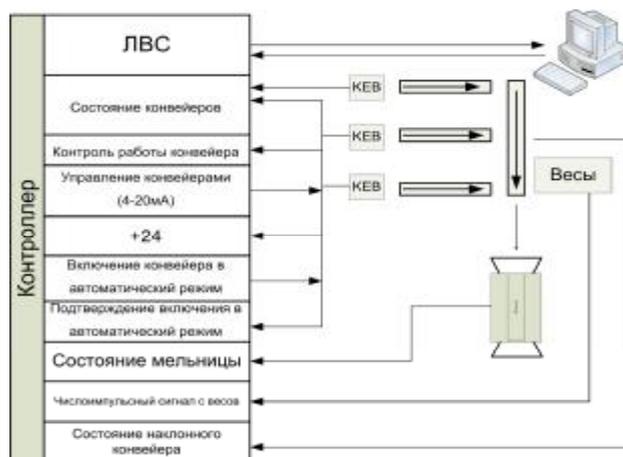


Рис. 8. Промышленный контроллер и частотные преобразователи

бината проведена исследовательская работа, которая показала, что с углублением горизонтов добычи на руднике Кальмакыр характер вмещающих пород по своим физическим свойствам значительно отличается от пород верхних горизонтов как по твердости, так и по измельчаемости.

Установлено, что измельчаемость добываемых руд в среднем на 20÷25% стала ниже, что и явилось основной причиной снижения фактической производительности. На основании выполненной работы «Механобром» произведен пересчет проектной мощности фабрики, которая составляет теперь 29,120 млн. т/год.

По завершению работ по строительству ДОКа и реконструкции действующих секций на фабрике в последующие годы выполнен большой объем работ по техническому перевооружению.

В 1993 г. в цикле измельчения внедрено высокопроизводительное насосно-гидроциклонное оборудование фирмы «WARMAN», что позволило значительно улучшить параметры измельчения, повысить культуру производства.

Большой объем работ проделан по реконструкции объединенного хвостохранилища фабрики по проек-

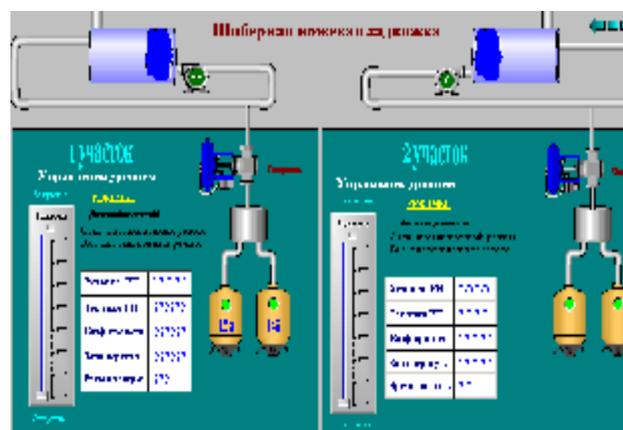


Рис. 9. Мнемосхема системы автоматического регулирования подачи известкового молока в мельницы первой стадии

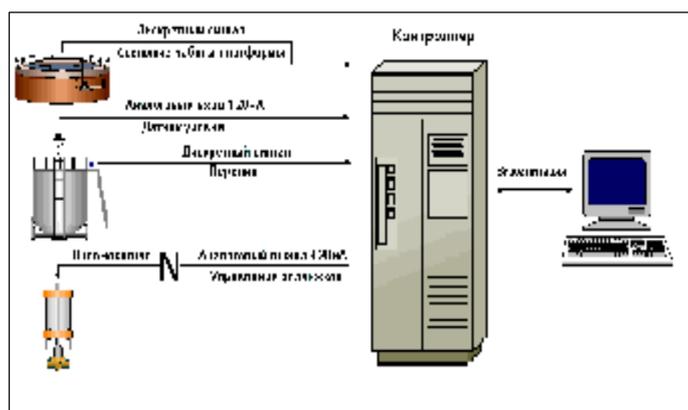


Рис. 10. Схема автоматической разгрузки сгустителей

там института «Механобр»:

- строительство разделительной дамбы;
- реконструкция освещения дамбы в северной части;
- освещение кругового намыва объединенного хвостохранилища южной части дамбы, в ходе которого установлено дополнительно 18 прожекторных мачт;
- осуществлено строительство резервного водоприемного коллектора № 3, в ходе которого смонтировано 5,5 км труб диаметром 1220 мм.

Кроме этого, было построено на круговом намыве 5 дренажных насосных станций, предназначенные для откачки стекающих с нагорной части хвостохранилища сточных вод

Все эти работы были выполнены в целях совершенствования дальнейшей безопасной эксплуатации хвостохранилища фабрики.

С мая 2004 г., по декабрь 2005 г., согласно Постановлению Президента Республики Узбекистан Р-1962 от 25.05.2004 г., на фабрике проводилось техническое перевооружение флотационного отделения 2-го участка. На базе 6, 7, 8, 9 секциях организованы 3 и 4 моносекции с флотомашинами РИФ-45 и РИФ-25 российского производства фирмы РИВС (г. Санкт-Петербург).

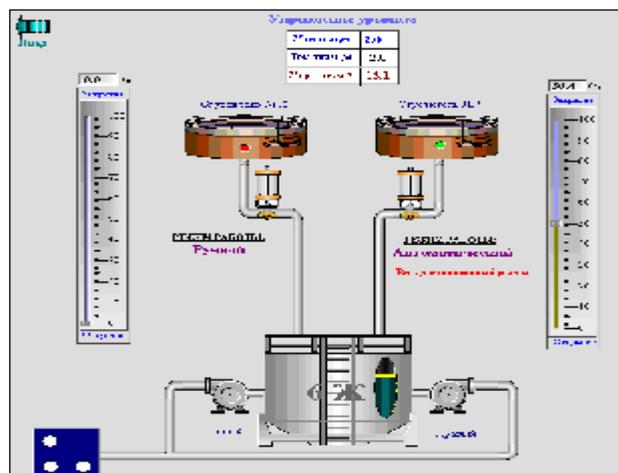


Рис. 11. Мнемосхема автоматической разгрузки сгустителей

В августе 2005 г. сдана в промышленную эксплуатацию моносекция № 3, а в декабре 2005 г. – моносекция № 4.

В 2010 г., начиная с сентября месяца, на фабрике началась крупномасштабная работа по реконструкции флотационного отделения 10-ой секции Дробильно-обогащительного комплекса-2 и монтаж флотационного оборудования в осях 38-46 на бывшей 5-ой секции 1-го участка цеха измельчения и флотации.

Реконструкция проводилась в рамках инвестиционного проекта «Техническое перевооружение флотационного отделения 10-12 секций главного корпуса МОФ на базе энергосберегающих технологий» Программы модернизации технического и технологического перевооружения производства ОАО «Ал-малыкский ГМК» на 2009-2015 гг. Работы по реконструкции велись на ДОК-2 и на 1-ом участке параллельно. В октябре 2010 г. сдана в промышленную эксплуатацию моносекция № 5, а в декабре 2010 г. моносекция № 6. В ходе реконструкции на моносекциях установлены современные, большеобъемные флотомашины российского производства «РИФ-45» и «РИФ-25».

Опыт эксплуатации большеобъемных флотационных машин показал значительное преимущество над ранее использовавшимися малогабаритными флотомашинами. Преимущества достигаются за счет снижения себестоимости переработки руды, в основном благодаря сокращению расхода электроэнергии, реагентов, затрат на ремонт, содержания и эксплуатации основных фондов, за счет прироста дополнительного объема товарной продукции. Кроме того, экономический эффект обеспечивается благодаря снижению оборотных средств.

В 2009 г. во исполнение постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан от 27.06.2009 г. № 214 «О дополнительных мерах по расширению локализации производства машиностроительного оборудования и оснастки, машин и агрегатов для малых предприятий мини-технологий по переработке сельскохозяйственного и минерального сырья на 2009- 2012 гг.» на фабрике был разработан проект организации участка по изготовлению роликов на базе ремонтно-механического участка фабрики.

Приобретены и запущены в работу новые станки в количестве 5 шт. с программным управлением. Выпуск остро необходимых конвейерных роликов был начат в сентябре 2009 г. В результате внедрения программы локализации на фабрике решена одна из важнейших проблем - обеспечение цехов фабрики конвейерными роликами.

На фабрике постоянно совершенствуется система подготовки производства с целью наращивания темпов объема переработки руды. Так, в 2009 г. специалистами фабрики разработана годовая Производственная программа, предусматривающая планомерную подготовку основного технологического оборудования к достижению проектного объема переработки руды.

Для выполнения Производственной программы разработаны меры по увеличению производительности основного технологического оборудования за счет приведения его в технически исправное состояние путем проведения поэтапных капитально-восстановительных ремонтов каждой единицы оборудования, тем самым снизить внеплановые простои. Увеличить часовую производительность измельчительного оборудования за счет снижения крупности дробленой руды по классу +16 mm.

Особое внимание на фабрике уделяется внедрению систем автоматизации. Службой АСУТП МОФ разработана программа модернизации технического и технологического перевооружения систем автоматизации в цехах и участках фабрики, направленные на снижение себестоимости по переделам фабрики, экономию материальных ресурсов, повышение извлечения металлов. Началом стала реализация проекта по разработке и внедрению прогрессивных мнемосхем, требующая больших материальных и эксплуатационных затрат. Существующие мнемосхемы с момента ввода фабрики и по 2008 г. в основном имели щитовую систему отображения информации о работе основного оборудования.

Мнемосхемы в каждом цехе, операторском пункте, кабинетах начальников цехов, главных специалистов цехов и фабрики состояли из мнемопанели со светодиодами (или даже из ламп), каскады релейных панелей с десятками километров многожильной кабельной продукции и сотнями реле, блоков питания и другой аппаратуры. На такой же основе работал и диспетчерский пункт фабрики, состоящий из мнемопанели со светодиодами и отдельной аппаратной с каскадом релейных штативов, куда со всех цехов фабрики по кабельной продукции стекалась информация.

Снижение затрат фабрика решила путем внедрения новых сетевых информационных технологий, используя возможность получать технологические и информационные параметры в режиме реального времени (DataHub), что дало возможность построения мнемосхем с любым количеством графических элементов и конечных пользователей без дополнительных затрат на приобретение лицензий.

Для дальнейшего доступа и работы с полученными мнемосхемами используется WEB-интерфейс, что позволяет увидеть мнемосхему с любого удаленного рабочего места, используя для организации клиентской части только Internet Explorer. Внедрение позволило сохранить сотни километров кабельной продукции, других материальных и экономических затрат.

Просмотр мнемосхем работы основного оборудования цехов фабрики стал возможен во всех подразделениях комбината. Щитовая панель диспетчерского пункта заменена на монитор 46".

Впервые на измельчительном отделении началось внедрение автоматической загрузки мельниц 1 стадии помольными шарами. Задача внедряемой системы измельчить руду до такой крупности, при

которой полезные минералы будут свободны от минералов пустой породы.

В условиях МОФ крупность измельчения установлена технологическим режимом и составляет 60-65% класса -0,071 mm для пульпы в питании основной флотации. Соблюдение указанной крупности измельчения является основным условием получения заданных плановых значений измельчения и качества концентратов. Важной мерой нормализации режима измельчения является загрузка помольных шаров. Система оснащена узлом подачи шара в мельницу и датчиком учета поступивших шаров. В случае прекращения подачи шара по какой-либо причине система дает визуальное оповещение на мониторе. Визуализация на мониторе позволяет с удаленного рабочего места (операторский пункт и так далее) изменить уставку задания на увеличение или уменьшение загрузки помольных шаров на переработку. Информация по каждой мельнице архивируется в квартальный диапазон. Система позволяет вести просмотр в реальном режиме времени текущую загрузку шаров любым заинтересованным специалистам в сети ОАО «Алмалыкский ГМК».

Продолжается внедрение систем стабилизации загрузки мельниц рудой. В основу системы вошли промышленный контроллер и частотные преобразователи. Разработанное программное обеспечение и визуализация позволяет оператору вести дистанционную и автоматическую работу по рудным мельницам всего измельчительного отделения. Переключение режимов работы конвейеров и ввод уставки осуществляются через мнемосхему на компьютере. Визуализация на мониторе позволяет видеть текущее значение переработки, отклонение от заданного значения, работу конвейерного парка, основного оборудования измельчительного и флотационного отделения. Логичным продолжением автоматизации измельчительного отделения стала разработка и внедрение системы соотношения рудовода по мельницам первой стадии и систем стабилизации плотностного режима. При этом основной целью является реальное улучшение тонины помола через стабилизацию переработки руды, систематическую загрузку мельниц помольными шарами и стабилизацию плотностного режима слива классификатора и слива гидроциклона.

Идет подготовка по подаче известкового молока в голову мельниц первой стадии, что позволяет в автоматическом режиме контролировать и регулировать щелочность среды в питании основной флотации, от которой зависит извлечение меди в концентрат. Ведётся модернизация верхнего и среднего уровней систем автоматического контроля и регулирования уровня пульпы и дозирования флоторегентов во флотомашинах первой и второй моносекций. Внедрение систем позволит перейти на безопасный метод работы флотопарка, а за счет применения систем управления и регулирования выйти на оптимальное ведение технологического процесса

по измельчительному и флотационному отделениям.

При этом повысить извлечение меди в концентрат на 1,5÷2% и попутно:

- повысить производительность мельничной секции по переработке руды на 5-10%;
- повысить срок службы футеровки;
- обеспечить рациональный расход помольных шаров;
- упорядочить расход воды;
- снизить расход электроэнергии.

По намеченной программе ведётся автоматизация технологического процесса медно-молибденовой селекции. По первому этапу производится внедрение:

- автоматическое регулирование температурного режима в контактных чанах;
- автоматическое регулирование разгрузки сгустителей;
- автоматическое регулирование плотности концентрата, подаваемого на основную флотацию медно-молибденовой селекции;
- автоматический учет объема выпуска медного концентрата.

Предусмотрена визуализация каждой системы в отдельности с возможностью местного дистанционного управления и автоматической работой систем. Переключение режимов работы, ввод уставок осуществляется через мнемосхему на компьютере. Нарушения технологического режима визуально оповещается на мониторе. Разработаны и внедрены комплексы задач для всех отделов МОФ по управлению производством. На 2009-2013 гг. запланирована реализация инвестиционного проекта «Реконструкция отделений дробления и измельчения Медной обогатительной фабрики». Строительство и ввод мощностей реконструируемого дробильно-измельчительного передела производительностью 30 млн.т в год предусматривается двумя пусковыми комплексами по 15 млн. т в год каждый.

Целью данного проекта является обеспечение плановой производительности комплекса на базе применения оборудования большой единичной мощности, выпускаемого ведущими зарубежными фирмами. Реализация данного проекта обеспечит существенное сокращение ремонтного фонда, сокращение аварийных простоев и повышение технико-экономических показателей: В настоящее время ведется разработка ПТЭО проекта. Большой резерв заложен в автоматизации технологических процессов. Словом, в перспективе фабрике предстоит выполнить большие и сложные задачи, и коллектив фабрики обладает всем необходимым потенциалом по выполнению поставленных производственных задач.

Предметом особой заботы руководства фабрики является подготовка квалифицированных кадров и формирование коллектива обогатителей.

Фабрика укомплектована высококвалифицированными специалистами и рабочими. 329 человек

из числа молодежи в возрасте до 30 лет имеют высшее образование. Лишь в 2010 г. на фабрику было принято 62 молодых специалиста, выпускников горно-металлургических институтов и колледжей. Имеется большой резерв из числа рабочих высокой квалификации.

На фабрике функционирует отдел подготовки кадров, который осуществляет постоянный контроль за своевременной подготовкой необходимого количества специалистов. Практикуется индивидуальное и курсовое обучение, обучение с отрывом от производства в ведущих вузах гор. Ташкента и СНГ. На 2011 г. запланировано обучение 527 работников фабрики, что на 11,4% больше уровня 2010 г. Это продиктовано необходимостью повышения квалификации в обслуживании установленного нового современного оборудования. В ходе обучения работники овладевают способами и правилами монтажа, демонтажа, ремонта, испытаний и наладке обслуживаемого оборудования, изучают назначение отдельных узлов и элементов конструкций, оборудования и механизмов.

Большое внимание на фабрике уделяется вопросам охраны труда и техники безопасности.

Наряду с осуществлением технического перевооружения и внедрением новых технологий на фабрике в период с 2008 по 2010 гг. проведен большой комплекс работ по благоустройству территории фабрики, в результате проведенных работ полностью преобразился ее облик. Реконструирована центральная площадь фабрики и прилегающие к производственным цехам территории предприятия, общей площадью 42476 м².

Произведен ремонт производственных зданий, организованы и озеленены газоны, построен современный живой уголок с водопадами и водоемами для экзотических птиц, реконструирована система освещения, приведены в надлежащий порядок производственные и бытовые помещения цехов фабрики.

Медная обогатительная фабрика является одной из крупнейшей в мире по переработке медно-молибденовой руды. Получаемые медные и молибденовые концентраты включают в себя, кроме меди и молибдена, другие элементы.

Облада высокой производственной мощностью, Медная обогатительная фабрика постоянно развивается, внедряя новые технологии, которые связаны прежде всего с техническим перевооружением на основе применения нового, современного высокопроизводительного оборудования. Новые технологии и оборудование позволяют улучшить качество выпускаемых концентратов с повышением уровня извлечения попутных металлов в них.

Произошедшие за последние годы перемены вселяют в работников фабрики уверенность, что и в дальнейшем комбинат и фабрика будут работать устойчиво и надежно на благо процветания экономики нашей республики и повышения благосостояния узбекского народа.

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ ТЕРМОДЕСТРУКЦИИ ГОРЮЧЕГО СЛАНЦА В ПЛАСТАХ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Воробьев А.Е.**, зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; **Джимиева Р.Б.**, зам. директора Владикавказского горно-металлургического техникума

В связи с истощением активно разрабатываемых в настоящее время традиционных месторождений нефти необходимо всё большее внимание уделять развитию методов получения нефти из твердых полезных ископаемых, в первую очередь – путем разработки месторождений горючих сланцев (табл. 1, рис. 1-15).

Это обусловлено тем, что запасы горючих сланцев составляют около $6,5 \cdot 10^{13}$ т. Так, в пересчете на эквивалентную нефть (условное топливо), выделяемую в стандартной реторте, запасы нефти в горючих сланцах составляют 630 млрд. т, что значительно превышает мировые ресурсы жидких углеводородов - 280 млрд. т.

Кроме этого, применяющиеся в настоящее время на практике технологии разработки месторождений горючего сланца (открытая и подземная разработка) являются существенным загрязнителем окружающей среды - газами, пылью, сточными водами, токсичной горной массой. К тому же они не безопасны в технологических аспектах.

В то же время имеется конкретный инструмент предвидения и обоснования будущего технологического развития – теория индустриальных циклов, позволяющая определить вектор и характер совершенствования и даже кардинального изменения (смены) действующих техники и технологии (в том числе – в области экологически более чистой разработки месторождений горючего сланца) [1, 2].

Современные технологии недропользования должны соответствовать следующим требованиям – иметь высокую экономическую эффективность, являться малоотходными и обладать существенной промышленной безопасностью.

Все эти факторы предопределяют необходимость и возможность разработки новых методов освоения месторождений горючих сланцев, основной идеологией которых служит перевод органиче-

ской составляющей горючих сланцев по месту их залегания в литосфере в жидкую фазу (прежде всего за счет их термообработки), целенаправленное и контролируемое перемещение образуемой сланцевой нефти (на основе воздействия знакопеременного напряжения) по продуктивном пласту к эксплуатационной скважине (пробуренной с земной поверхности), т.е. полный уход от традиционных шахтных или карьерных систем разработок, от извлечения сланцевой руды на дневную поверхность (таким образом – отсутствие отвалов), ее обогащения (отсутствие отсева), прямого сжигания сланцевого концентрата на ТЭС (отсутствие золоотвалов).

Вместо того чтобы добывать горючий сланец и затем его перерабатывать в заводских условиях, на земной поверхности более целесообразно обеспечить конверсию керогена (твердого органического вещества, содержащегося в минеральной матрице) в высококачественный промпродукт - жидкие углеводороды на месте залегания в пласте.

Термическое воздействие на горючий сланец обеспечивает перевод в жидкое состояние химичес-

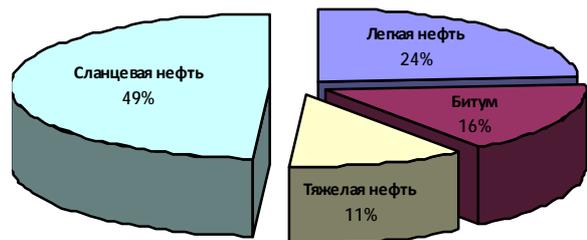


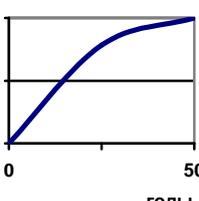
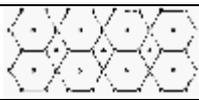
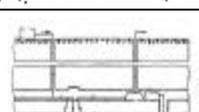
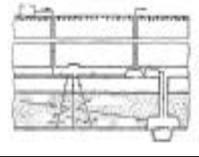
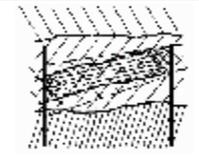
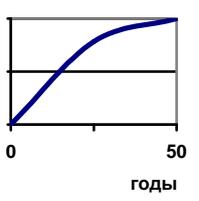
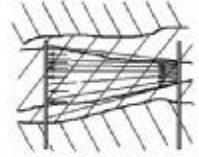
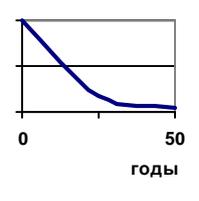
Рис. 1. Соотношение разведанных запасов легкой и тяжелой нефти, битума и сланцевой нефти



Рис. 2. Алгоритм выбора экологически чистых и безопасных инновационных технологий недропользования

Таблица 1

Взаимосвязь технологических циклов и инновационных технологий разработки месторождений горючих сланцев

Вид конъюнктурной волны	Волновая фаза	Характер инноваций	Вид разработки месторождения	Иллюстрации технологии разработки месторождений		
<p>Конъюнктурные волны</p> <p>величина, усл. ед.</p>  <p>Повышательная волна</p>	<p>1. Фаза депрессии и кризиса – переход технологий на новые принципы</p>	<p>Эпохальные инновации</p>	<p>Примитивный поверхностный ручной сбор</p>	<p>Поверхностный сбор горючих сланцев</p> 		
				<p>Базовые инновации</p>	<p>Системы разработки месторождений горючих сланцев</p>	<p>Шахтная</p> 
					<p>Скважинная (СГД)</p> 	<p>Карьерная</p> 
	<p>2. Фаза начала повышательной Фазы повышательной волны - увеличение количества изобретений</p>	<p>Пионерные инновации</p>	<p>Интенсификация методов добычи горючих сланцев</p>	<p>Подача теплоносителя (горячая вода, пар, воздух)</p> 		
				<p>Образование в продуктивном пласте предварительного очага горения</p> 		
				<p>Улучшающие инновации</p>	<p>Интенсификация методов добычи горючих сланцев</p>	<p>Наложение электрического тока</p> 
<p>Конъюнктурные волны</p> <p>величина, усл. ед.</p>  <p>Повышательная волна</p>	<p>3. Фаза повышательной волны – применение новых изобретений</p>	<p>Корректирующие инновации</p>	<p>Наложение ультразвуковых колебаний</p> 			
			<p>Введение ПАВ</p> 			
	<p>4. Фаза понижательной волны</p> <p>Антиинновации</p> <p>Продление периода работы старых технологий</p> <p>Использование различных принципов</p>	<p>Мелкие технологические решения</p>				
<p>Конъюнктурные волны</p> <p>величина, усл. ед.</p>  <p>Понижательная волна</p>						

ки связанных с минеральной матрицей горной породы высокомолекулярных соединений парафина, асфальтенов и смолистых веществ.

В современном звучании эпохальные технологические инновации в области эффективного недропользования лежат в основе становления нового технологического способа производства, базисные - направлены на освоение новых поколений техники (технологии) и технологических укладов, улучшающие инновации - способствуют распространению и дифференциации этих поколений и укладов с учетом специфических требований разных сфер их применения, а псевдоинновации - служат продлению срока жизни устаревших поколений техники (технологии), когда их потенциал в основном уже исчерпан (табл. 1).

Причем экологичность и безопасность горного производства во многом зависит от выбора (рис. 2) той или иной конкретной технологии разработки месторождений горючих.

Первоначально, с учетом имеющейся взаимосвязи технологических циклов и возможных инноваций, для выбора наиболее экологичной и безопасной технологии разработки месторождений горючего сланца нами была разработана группировка основных факторов, определяющих эффективность их освоения, базирующаяся на различиях в характеристиках полезного компонента, разрабатываемого продуктивного пласта и технологических особенностях.

В соответствии с проведенными исследованиями к наиболее перспективным для освоения карьерным способом относятся месторождения горючих сланцев с нефтенасыщенностью свыше 15%. Так, открытыми методами разрабатываются горючие сланцы на глубине до 90 м при коэффициенте вскрыши менее 3:1 и мощности продуктивного пласта более 5 м. Однако разработка горючих сланцев открытым способом (рис. 3) при большой вскрыше (свыше 100 м и при мощности продуктивного пласта равной 1,4-1,6 м) экономически бесперспективна. Причем степень извлечения полезного компонента из недр напрямую зависит от применяющегося метода добычи (рис. 4) и составляет: при карьерном методе – 65-85%, а при скважинном – 25-40%.

Применение шахтных методов разработки целесообразно при освоении сланецодержащих пород, залегающих в продуктивных пластах, мощностью более 5 м, расположенных на глубине 100-400 м в литосфере, с битумонасыщением свыше 15%.

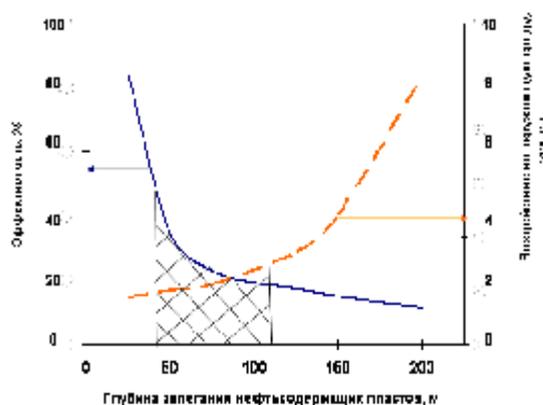


Рис. 3. Зависимость эффективности и экологичности технологии открытой разработки от глубины залегания месторождений горючего сланца:
 [затененная область] - зона оптимума

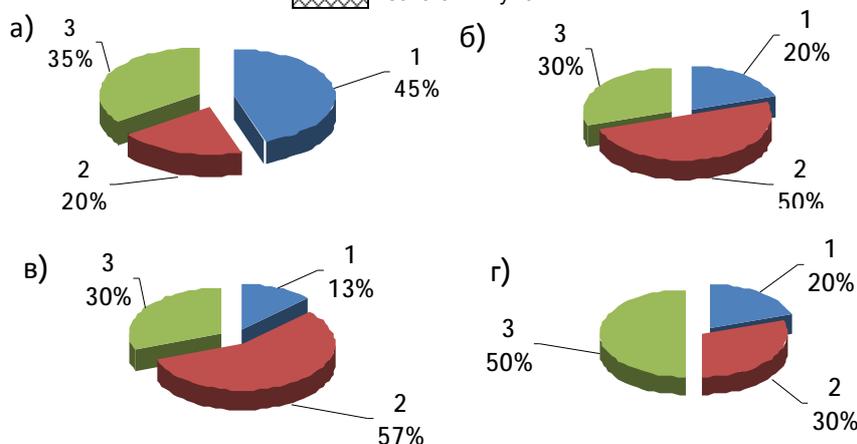


Рис. 4. Сравнительная эффективность различных систем разработки месторождений горючего сланца: а) извлечение полезного компонента из недр; б) экологическая безопасность; в) себестоимость получения полезного компонента; г) внешние ограничения применимости (глубина залегания, трещиноватость массива, климатические факторы и др.); 1 – открытая разработка, 2 – скважинная разработка, 3 – шахтная разработка

Принципиальное отличие шахтной разработки месторождений горючего сланца, от известных методов открытой разработки заключается в переносе технологических процессов по добыче полезного ископаемого с поверхности непосредственно в продуктивный пласт или в близлежащие к нему горизонты. Этим достигается существенное снижение экологической нагрузки на окружающую среду.

В целом, способы подземной добычи горючих

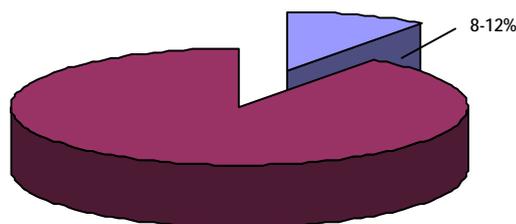


Рис. 5. Потери горючих сланцев в опорных целиках

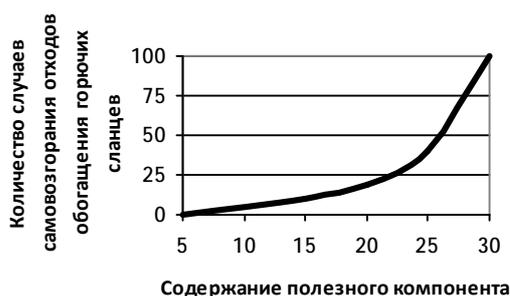


Рис. 6. Зависимость случаев самовозгорания отвалов обогатительных фабрик горючих сланцев от содержания полезного компонента в горной массе

сланцев можно подразделить на рудные и шахтно-скважинные.

При *рудном способе* разработки горючий сланец извлекается на дневную поверхность. Впоследствии в заводских условиях содержащийся в них полезный компонент (сланцевая нефть) экстрагируется растворителями, паром или горячей водой (зачастую - с добавкой поверхностно-активных веществ).

К недостаткам рудных способов разработки месторождений сланца относятся существенные объемы горных пород, неизбежно извлекаемые при ведении подземных горных работ (рис. 5) и являющиеся впоследствии загрязнителями окружающей среды (почв, вод и атмосферы) при долговременном хранении в отвалах.

Кроме этого, шахтные технологии, реализуемые в настоящее время на Ленинградском месторождении горючих сланцев (Россия), характеризуются избыточными размерами охранных целиков, что приводит к заниженному извлечению полезного ископаемого из недр (рис. 6).

Причем при имеющихся глубинах горных работ (50-150 м) применение различных технологий подземной выемки неизбежно приводит к деформации подрабатываемого массива горных пород, включая земную поверхность (ее обрушение в выработанное пространство шахты).

По окончании горных работ и последующего



Рис. 7. Золоотвал Таллиннской ТЭС

дробления горной массы до крупности 300 мм на обогатительных фабриках в ней неизбежно остаются нераскрытыми сростки, которые после обогащения попадают в породные отвалы, и с ними теряется до 5-7 % извлеченного из недр сланца.

Хранение в условиях земной поверхности минеральных отходов обогащения, содержащих определенное количество горючего сланца, также оказывает негативное влияние на окружающую среду.

Кроме того, при долговременном хранении такие отвалы зачастую самовозгораются (рис. 6) и в результате происходит значительное загрязнение атмосферы образующимися токсичными газами (CO_2 , CO , SO_2 , H_2S и др.).

При последующем сжигании горючих сланцев на ТЭС (для нужд энергетики) возникает большое количество токсичных отходов, поступающих в золоотвал (рис. 7), объем которых напрямую связан с качеством сжигаемого сланца определенной линейной зависимостью. Причем все разновидности серы (содержащейся в горючем сланце) при термической обработке на ТЭС претерпевают значительные изменения в химическом составе. Так, органическая сера частично переходит в сероводород и другие летучие сернистые соединения, а все остальное остается в золе (обуславливая ее повышенную токсичность).

При обеспечении технологии подземной разработки месторождений горючего сланца наблюдается более полное извлечение минерального сырья из недр и более высокое (надежное) сохранение дневной поверхности от проседания и обрушения (рис. 8). В частности, если карьеры негативно сказываются на естественном рельефе местности и на экологической ситуации в целом, а чисто скважинные системы для большинства месторождений горючих сланцев малоэффективны или просто неприемлемы (в силу имеющихся физико-химических свойств полезного компонента), то шахтно-очистная система не так негативно влияет на окружающую среду, обладая при этом многими преимуществами карьерной и скважинной добычи.

Помимо этого, в случае ликвидации шахт (например, в ОАО «Ленинградсланец») возникнет необходимость постоянных бюджетных затрат на их поддержание в сухом состоянии из-за опасности экологического загрязнения фенолами грунтовых вод и прилегающего водного бассейна в районе северо-западной государственной границы России (Нарвское водохранилище, Финский залив). Объем водоотлива на этих шахтах достигает 50 млн. m^3 в год с высотой подъема более 100 м, при этом 80% воды требует обязательной очистки.

Поэтому для существенного повышения темпов добычи углеводородного сырья и обеспечения полноты выработки запасов горючего сланца используют разнообразные *способы теплового (термического) воздействия* на продуктивный пласт.

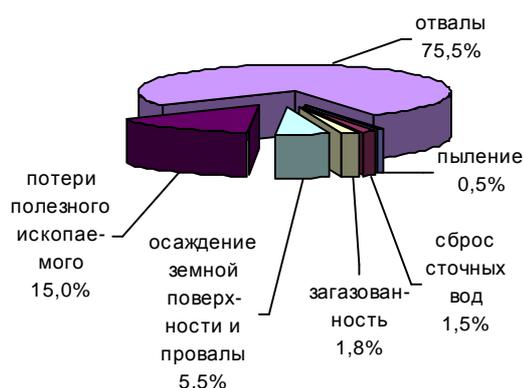


Рис. 8. Характеристика экологических проблем на сланцевых шахтах: 1 – пыление; 2 – сброс сточных вод; 3 – загазованность; 4 – оседание земной поверхности и провалы; 5 – потери полезного ископаемого; 6 – отвалы

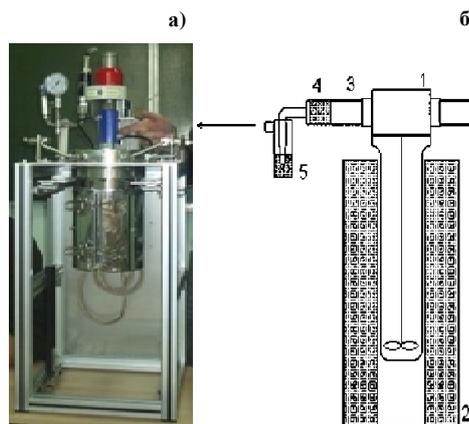


Рис. 9. Фото (а) и схема (б) установки для пиролиза горючих сланцев

Эксперименты по исследованию пиролиза горючих сланцев проводились на установке, изображенной на рис. 9.

Установка состоит из стального реактора 1, снабженного мешалкой и обогревателем 2. Реактор снабжен тefлоновым штуцером 3 для вывода образующейся смеси. Штуцер 3 соединен с проботборником 4 из резины, снабженным затвором 5 для предотвращения перемешивания, получаемой в процессе пиролиза смеси. Синтезируемая смесь, проходя через затвор, поступает в эвдиометр, служащий для измерения ее количества.

Условия проведения экспериментов по пиролизу горючих сланцев:

- субстрат – кероген горючих сланцев;
- размер частиц субстрата: < 0.5 mm;
- навеска субстрата - 200 g;
- температурный диапазон - 250-480°C;
- период обработки – 2-4 часа.

Влияние температуры на значение массопереноса углеводов предлагается учитывать с помощью следующей формулы:

$$f(T_V) = 1 - \exp(-bT_V), \quad (1)$$

где: b – эмпирический коэффициент.

Сланцевая нефть в минеральной матрице горючих

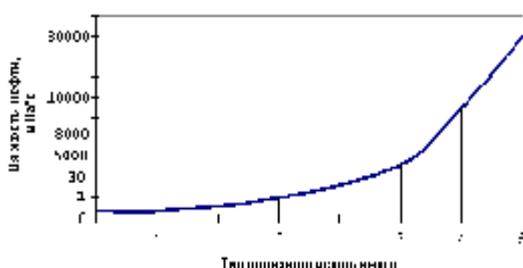


Рис. 10. Значение вязкости нефти для различных ее видов: 1 – жидкая (традиционная) нефть; 2 – высоковязкая нефть; 3 – аномально высоковязкая нефть; 4 – битумы; 5 – горючие сланцы

сланцев находится в химически связанном состоянии и для ее перевода в текучее состояние (рис. 10) требуется значительная энергия, что может дать термообработка (подвижной очаг горения). Так, энергия диссоциации связи C-H (в зависимости от молекулярной массы и структуры молекулы) колеблется в пределах 320-435 kJ/mol, а энергия диссоциации связи C-C – 250-348 kJ/mol. Причем при разрыве связи C-H от углеводородной молекулы отрывается водород, а при разрыве связи C-C – углеводородная молекула разрывается на две неравные части.

Для эффективного разрыва подобных связей в молекулах углеводородных соединений горючего сланца необходимо обеспечить многофакторное энергетическое воздействие (рис. 11). Причем характер разрушения химических связей керогена при термическом разложении в большей мере зависит от значения скорости нагревания горючих сланцев. Так, при медленном нагреве керогена избирательно разрушаются наименее прочные связи. При большой скорости нагревания ускоряется и деструкция, но отстаёт от темпа повышения температуры, поэтому сдвигается в область более высоких темпера-

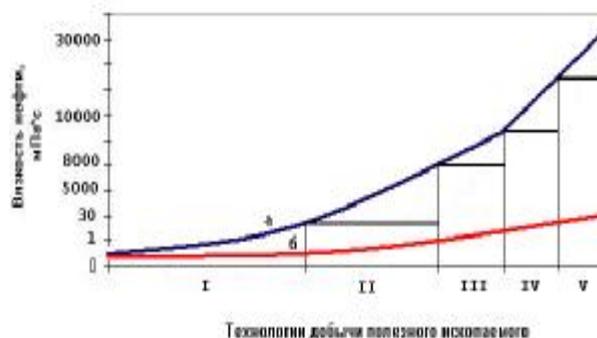


Рис. 11. Взаимосвязь значений вязкости нефти и эффективных технологий разработки месторождений: а – изначальная вязкость полезного ископаемого; б – получаемая вязкость полезного ископаемого; I – скважинная самоизливом; II – скважинная + ПАВ; III – теплоскважинная (пар) + ПАВ; IV – теплоскважинная (пар) + ПАВ+ микроорганизмы; V – термоскважинная + ПАВ+ ультразвук + электромагнитная обработка

тур.

При термической обработке горючего сланца происходят сложные превращения, характер которых зависит как от химического строения веществ, составляющих органическую массу, так и от условий их нагревания. В результате протекающих при этом термохимических превращений керогена образуются в неодинаковом количестве и разного состава жидкие, газо- и парообразные, а также твердые продукты горения.

Это объясняется тем обстоятельством, что при нагреве сланцев до 450°C органический материал разлагается со следующим примерным содержанием: 66% его превращается в нефтепродукты, 9% - в газ и 25% - в кокс.

В процессе подземной термодеструкции горючих сланцев наблюдается несколько зон:

- зона обильного выделения газа и подсмольной воды (в режиме от 200 до 400°C). Происходит выход ароматических углеводородов, в том числе, сланцевого бензина, толуола, бензола и сольвента;
- зона обильного выделения смолы (в режиме от 350 до 600°C). При выходе смолы в пределах 20-25% можно получить 1 т сланцевой смолы с 6 т сортового сланца;
- зона экзотермической реакции и образования пиролизных газов (в режиме от 600 до 950° С) (ориентировочный состав газа: H₂ – 37%; CH₄ - 20-30%; CO₂ - 20-18%; CO - 13-16%; H₂S – 0,5-2,3%; непредельные углеводороды – 5%);
- зона превращения углеродного коксового остатка с помощью кислорода в горючие газы (в режиме от 950 до 1300°C).

Суть *термоскважинной разработки горючих сланцев с получением энергоносителей и металлов* заключается в комплексировании двух известных способов скважинной разработки полезных ископаемых: подземного пиролиза и подземного выщелачивания металлов. Поэтому при разработке металлоносных горючих сланцев задачей подземного пиро-

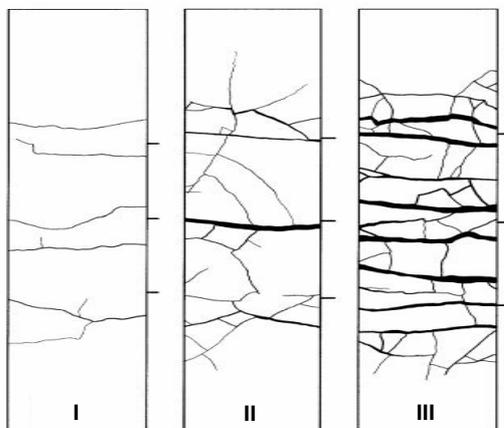


Рис. 12. Рост трещин в массиве горючих сланцев: I – II – III – этапы развития трещиноватости

лиза ставится не только получение экономически целесообразного количества горючего газа и сланцевой нефти, но и подготовка месторождения для последующего подземного выщелачивания.

Медь, серебро, кадмий, селен и висмут связаны прямой зависимостью с количеством сульфидов, рассеянных в массе горючих сланцев. Так, в ленинградских сланцах в минеральной части сульфидов были определены молибденит (49%), ферромолибдит (27%) и повелит (23%).

При осуществлении подземного выщелачивания при годовой отработке 1 млн. т горючего сланца можно получить:

- энергетический газ, калорийностью не ниже 960 ккал/м³, в объеме 0,7 млрд. м³ и нефтепродуктов в объеме 163 тыс. т;
- объем подготовленной золы к отработке, при зольности 70%, составит 750 тыс. т.

С коэффициентом извлечения при выщелачивании 0,75% и потерях до 30% объем добычи металлов может составить (т): Sr - 1240; Mo - 310; V - 300; Te - 206; U - 24-45 т и т.д.

В ходе исследований было установлено, что развитие деформационных процессов в массивах горных пород (горючих сланцев) зависит как от их исходного физико-механического состояния, так и в значительной степени от вида и скорости нагружения.

Причем разрушение горных пород массива под влиянием внешнего воздействия начинается с дефекта (зародыша трещины), который первоначально проявляется в виде микротрещин (рис. 12).

Система трещин в пластах горючего сланца активно реагирует на внешние динамические воздействия (рис. 13), такие, как взрыв зарядов ВВ или гидроразрыв пласта (ГРП). Скорее всего, при этом в пласте не только возникают новые, но и «оживляются» старые трещины, обусловленные в прежние периоды вследствие тектонических движений.

Важным представляется соотношение потенциальной эффективности термической и динамической составляющих в обеспечении целенаправленной миграции синтезируемой (выжимаемой из сланца) нефти (рис. 14).

Такая неравномерность объясняется силами, приводящими к миграции сланцевой нефти по пла-



Рис. 13. Зависимость передвижения объема сланцевой нефти по пласту от его трещиноватости

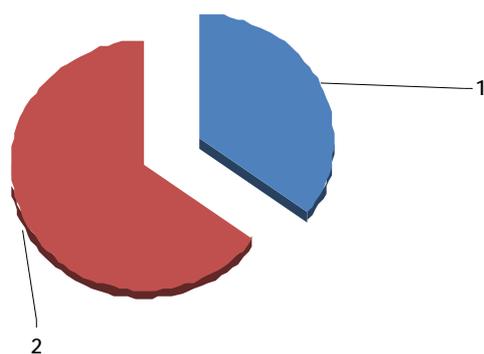


Рис. 14. Соотношение эффективности в обеспечении миграции сланцевой нефти по трещиноватому горному массиву: 1 – динамическая составляющая, 2 – термическая составляющая

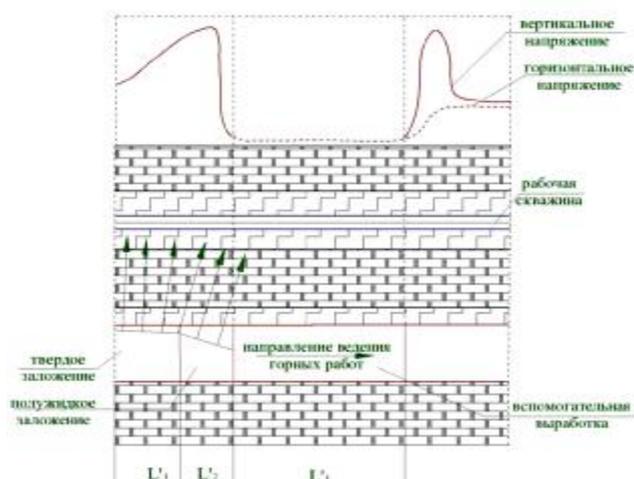


Рис. 15. Взаимосвязь технологической схемы с чередованием зон сжатия и раскрытия пласта горючих сланцев

сту, т.е. особенностями их воздействия.

Если термическая составляющая обеспечивает некоторое увеличение исходного объема сланцевой нефти, что приводит к ее миграции (вытеснению) и одновременно – к тепловой миграции, то горное давление (динамическая составляющая) производит механическое выдавливание сланцевой нефти.

Знакопеременный метод (рис. 15) воздействия на пласт горючего сланца характеризуется следующими особенностями:

- создаются значительно более высокие сжимающие и растягивающие градиенты давления в масштабе, соизмеримом с размерами пор;
- существует возможность локального и на-

правленного воздействия на определенные зоны продуктивного пласта (как по его радиусу, так и по мощности);

– происходит совместное воздействие на продуктивный пласт теплом и высокими знакопеременными градиентами давления.

В результате такого знакопеременного физического воздействия происходит увеличение выхода сланцевой нефти из продуктивного пласта и одновременно снижение имеющегося экологического воздействия на окружающую среду при снижении энергетических затрат.

Список литературы:

1. Воробьев А.Е., Джимиева Р.Б. Обоснование инновационных технологий шахтной разработки месторождений сланца и высоковязкой нефти. – Владикавказ, Изд-во СКГТУ, 2008. – 122 с.
2. Воробьев А.Е., Разоренов Ю.И., Игнатов В.Н., Джимиева Р.Б. Инновационные геотехнологии разработки месторождений горючего сланца и высоковязкой нефти. Новочеркасск. НПИ. 2008. 214 с.

УДК 622.766

© Санакулов К.С., Руднев С.В., Канцель А.В. 2011 г.

О ВОЗМОЖНОСТИ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ УЧКУЛАЧ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕХНОЛОГИИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Руднев С.В., главный геолог НГМК; Канцель А.В., президент ЗАО «Интегра», докт. геол.-мин. наук

Месторождение Учкулач находится в предгорьях Северо-Нуратинского хребта, входящего в горную систему Срединного Тянь-Шаня. Оруденение локализуется в доломитовых, аргиллитовых метаморфизованных породах и пирокластических эффузивных породах кислого состава т.н. учкулакской свиты (верхний девон). Рудные залежи (в виде пла-

стовых линз, столбов неправильной формы и др.) локализируются вблизи узлов пересечения разломов, в замке антиклинальной складки. Размах оруденения по вертикали превосходит 500-600 м. Руды представлены барит-сфалерит-галенитовыми и колчеданно-полиметаллическими разностями. Промышленными минералами являются галенит и сфалерит,

отмечено присутствие пирита, халькопирита, пирротина и др. Запасы свинца по категории С₁ составляют 2,8 млн. t (содержание 1,71%), цинка - 3,14 млн. t (содержание 1,9%).

Месторождение обрабатывалось с 1983 г. открытым способом с перевозкой руды по железной дороге на Алмалыкский горно-металлургический комбинат. При современном уровне цен, с учетом затрат на транспортировку и переработку руды, экономика горнорудного предприятия Учкулач оказалась убыточной, в связи с чем добычные работы на нем были прекращены. Вместе с тем вовлечение в эксплуатацию такого крупного месторождения является весьма актуальной задачей, с решением которой существенно связаны перспективы развития сырьевой базы Pb и Zn для Алмалыкского ГМК.

Один из возможных вариантов решения этой проблемы состоит, на наш взгляд, в использовании технологии предварительного обогащения руд на базе рентгенрадиометрических методов. Данная работа посвящена рассмотрению этих возможностей. Существо используемой технологии состоит в сортировке руды на обогащенный продукт (концентрат) и отвальный продукт по результатам математической обработки спектра вторичного характеристического излучения, возникающего в штуфах руды под воздействием рентгеновских лучей определенной энергии. Сортировка производится после дробления руды до крупности -200 мм. Обработка спектра состоит в выделении из этого спектра методами математической фильтрации определенных энергетических линий и оценки их интенсивности. Известно, что спектр характеристического излучения является линейчатым и

представляет собою комбинацию линий, отдельные серии которых соответствуют различным элементам, присутствующим в изучаемом материале. В данном случае для сортировки свинцово-цинковых руд определяющими являются энергетические линии Pb и Zn, которые располагаются компактно и могут быть выделены из спектра методами обнаружения слабых сигналов на фоне помех, реализуемыми в виде соответствующих алгоритмов (т.н. математических фильтров).

В более общем случае, когда линии продуктивного элемента (например, Ai, Ag и др.) выделить нельзя из-за его низкой концентрации и др. причин, выделяются линии сопутствующих элементов, коррелирующих с продуктивным, и по их концентрации изучаемый шурф идентифицируется как «рудный» или «пустой». Измерение спектра характеристического излучения штуфа производится либо в его падении, либо - на движущейся конвейерной ленте при пересечении штуфом зоны рентгеновского излучения. Наиболее распространенными в СНГ являются две системы рентгенрадиометрических сепараторов - «РАДОС» и «ИНТЕГРА». Опытные работы по сортировке руд месторождения Учкулач производились с использованием сепаратора «ИНТЕГРА». В работе принимали участие специалисты Навоийского и Алмалыкского ГМК, а также компания INTEGRA. Всего было переработано около 17 t свинцово-цинковых руд, составляющих представительную пробу из вскрытой части месторождения Учкулач.

В процессе проведения работ был определен гранулометрический состав и распределение полезных компонентов по классам крупности исследуемых технологических проб. Изучены: распределение содержаний свинца и цинка в кусках; покусковая контрастность машинных классов крупности. На основе многовариантных расчетов рентгеновских спектров кусков выявлены признаки классификации и оценена эффективность их использования для сортировки. Выполнен сравнительный анализ разных алгоритмов сортировки. Проведены укрупненные балансовые испытания по обогатимости машинных классов крупности исследуемых технологических проб на рентгенрадиометрическом сепараторе. Разработаны технологические схемы и определены прогнозные показатели предварительного обогащения свинцово-цинковых руд с разным исходным содержанием в них полезных компонентов. Результаты гранулометрического анализа проб приведены в табл. 1.

Здесь же приводятся определения средних содержаний Pb и Zn в руде различных классов крупности, а также показатели их извлечения в эти классы. Данные приведены для руд забойного типа и руд прирельсового склада прошедших перевалку и стадию крупного дробления. Эти результаты, на наш взгляд, представляют значительный интерес для определения факторов, влияющих на эффективность рудосепарации. Так, сопоставляя содержания Pb и Zn в различных классах крупности руды, прошедшей стадию дробления и ряд перегрузок, можно видеть, что эти содержания почти одинаковы. Напротив, в руде, доставленной

Таблица 1

Результаты гранулометрического анализа проб

Классы крупности, mm	Вес, kg	Выход, %	Содержание компонентов, %		Извлечение компонентов, %	
			Pb	Zn	Pb	Zn
Технологическая проба из руды после крупного дробления						
-200+100	2100	38,41	0,74	0,48	48,88	33,62
-100+50	2300	42,07	0,52	0,62	37,62	47,56
-50+25	650	11,89	0,42	0,57	8,59	12,36
-25+10	280	5,12	0,40	0,53	3,52	4,95
-10+5	65	1,19	0,33	0,37	0,68	0,80
-5+3	21	0,38	0,36	0,31	0,24	0,21
-3+2	12	0,22	0,32	0,32	0,12	0,13
-2+1	17	0,31	0,23	0,29	0,12	0,16
-1	22	0,41	0,33	0,28	0,23	0,21
Исходный	5467	100,0	0,58	0,55	100,0	
Технологическая проба из руды забойной крупности						
-200+100	1537	27,90	0,51	0,62	15,70	35,38
-100+50	1938	35,17	0,72	0,42	27,94	30,21
-50+25	480	8,71	1,03	0,49	9,90	8,73
-25+10	780	14,16	1,42	0,47	22,19	13,61
-10+5	360	6,53	1,41	0,38	10,16	5,08
-5+3	109	1,98	1,44	0,41	3,15	1,66
-3+2	102	1,85	1,60	0,47	3,27	1,78
-2+1	106	1,92	1,75	0,44	3,71	1,73
-1	98	1,78	2,03	0,50	3,99	1,82
Исходный	5510	100,0	0,91	0,49	100,0	100,0

из забоя без перевалок, отчетливо проявлена тенденция обогащения свинцом мелких классов, что позволяет сразу, на стадии грохочения, выделять мелкий класс (-25+0) и направлять его в концентрат, как содержащий Pb в 2-3 раза больше, чем руды классов +25 mm. Необходимо подчеркнуть, что подобная закономерность (природное обогащение мелких классов) наблюдается нередко, особенно для руд, характеризующихся сульфидной минерализацией. Поэтому одним из важнейших условий, необходимых для эффективного использования данной технологии, является минимизация количества перегрузок руды после её добычи из забоя и до сортировки. Приведенные данные в табл. 1 иллюстрируют это положение.

После изучения granulometрии руд месторождения Учкулач из проб класса +25 mm были отобраны представительные выборки штуфов, для которых были определены спектры вторичного (характеристического) изучения и затем - содержание Pb и Zn. Спектры подвергались обработке с использованием различных алгоритмов определения интенсивности линий Pb и Zn как раздельно, так и в общей сумме. При сравнении результатов сортировки полученных на коллекциях отобранных штуфов выяснилось, что наиболее эффективным является алгоритм определения содержания суммы элементов (Pb+Zn) по интенсивности определенных областей спектра. Данный алгоритм прост и для технической реализации.

Укрупненные испытания сортировки машинных классов крупности изучаемых технологических проб проводились на сепараторе РРС при скорости движения ленты главного конвейера 1,5 m/s с двухсторонним «обзором» кустов. Порог чувствительности системы составил: по свинцу - 0,04%; по цинку - 0,02%, что значительно ниже используемых при сортировке граничных значений признаков классификации и является одним из определяющих факторов, обеспечивающих высокую технологическую эффективность сортировки.

Основными задачами укрупненных испытаний являлись:

- определение оптимальных результатов сортировки при максимально возможном выходе хвостов с содержанием в них полезных компонентов на уровне флотационных хвостов;

- то же, но при максимальном выходе концентратов с приемлемыми для дальнейшей переработки содержаниями в них полезных компонентов.

Исходя из поставленных задач, сортировку материала проводили с разными граничными значениями признаков классификации. Результаты укрупненных испытаний демонстрируют возможность получения концентрата с разными показателями обогащения: по свинцу - от 1,23 до 2,3; по цинку - от 1,2 до 2,14 раза. При этом во всех опытах обеспечиваются практически отвалы содержания свинца и цинка в хвостах и высокое извлечение полезных компонентов в обогащенные продукты (свинца - 85,58-98,07%, цинка - 81,72-95,77%).

Таким образом, результаты укрупненных испытаний не только подтвердили высокие показатели обогащения, полученные на этапе лабораторных исследований, но и продемонстрировали возможность реализации сортировки по минимуму потерь полезных компонентов в отвальной фракции при заданных пороговых концентрациях или по максимуму выхода отвальной фракции при заданном качестве продуктов сортировки.

По этим результатам были рассчитаны прогнозные показатели обогащения различных сортов свинцово-цинковых руд месторождения Учкулач (табл. 2).

Полученные данные свидетельствуют о том, что

Показатели обогащения свинцово-цинковых руд

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Коэффициент обогащения, отн. ед.	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Забалансовые руды							
Исходная руда	100,0	0,43	0,58	100,0	100,0	1,00	1,00
Класс крупности -10 mm	20,0	0,43	0,58	20,0	20,0	1,00	1,00
Класс крупности -200+25 mm							
Pb- Zn концентрат сортировки Класса крупности -200+25 mm	15,0	1,4	1,8	49,8	46,4	3,26	3,10
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25 mm	65,0	0,2	0,3	30,2	33,6		
Бедные балансовые руды							
Исходная руда	100,0	1,5	1,55	100,0	100,0	1,00	1,00
Класс крупности -10 mm	25,0	1,50	1,55	25,0	25,0	1,00	1,00
Класс крупности -200+25 mm	75,0	1,50	1,55	75,0	75,0	1,00	1,00
Pb- Zn концентрат сортировки Класса крупности -200+25 mm	20,0	4,80	4,90	64,0	64,0	3,2	3,22
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25 mm	55,0	0,3	0,3	11,0	10,6		
Объединенный обогащенный продукт (класс крупности - 25 mm и концентрат сортировки класса крупности -200+25 mm)	45,0	3,0	зд	89,0	89,4	2,00	2,00
Рядовые балансовые руды							
Исходная руда	100,0	1,8	1,9	100,0	100,0	1,00	1,00
Класс крупности -10 mm	25,0	1,8	1,9	25,0	25,0	1,00	1,00
Класс крупности -200+25 mm	75,0	1,8	1,9	75,0	75,0	1,00	1,00
Pb- Zn концентрат сортировки Класса крупности -200+25 mm	30,0	4,0	4,25	66,7	67,1	2,22	2,24
Отвальный продукт сортировки класса крупности -200+25 mm	45,0	0,33	0,33	8,3	7,9		
Объединенный обогащенный продукт (класс крупности - 25 mm и концентрат сортировки класса крупности -200+25 mm)	55,0	3,0	3,2	91,7	92,1	1,67	1,68

руды месторождения Учкулач являются благоприятными для их обогащения на основе технологии рентгенрадиометрии. При этом из руд текущей добычи можно исключить 50-55% пустой породы с содержанием полезных компонентов на уровне хвостов флотации. Оставшийся концентрат содержит 3% Pb и 3,1% Zn (коэффициент обогащения руды 1,6-2 раза).

Извлечение Pb и Zn в концентрат составляет до 90%. Основываясь на этих результатах, можно ожидать, что использование технологии рудосепарации позволит существенно снизить эксплуатационные затраты на переработку свинцово-цинковых руд месторождения Учкулач, обеспечив развитие рентабельного крупномасштабного производства.

УДК 622.775

© Санакулов К.С., Рузиев Н.Р. 2011 г.

ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ЦЕХА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Рузиев Н.Р., начальник управления инвестиционных проектов НГМК, канд. техн. наук

Современный мировой рынок переживает время явного дефицита минерального сырья. Запасы месторождений с высоким содержанием ценных компонентов и легкообогащаемыми рудами в настоящее время истощены, а в разработку вовлекаются труднодоступные по добыче и сложные по переработке руды.

Высокие цены металлов на мировом рынке создают благоприятные условия для разработки месторождений с низким содержанием полезных компонентов в сложных горнотехнических и природно-климатических условиях, а также вовлечения в переработку минеральных ресурсов техногенного характера.

Накопленный мировой практический опыт и знания в освоении таких месторождений и отходов забалансовых руд привели к созданию нового способа добычи благородных металлов и переработки способом кучного выщелачивания (КВ).

Предпосылками для внедрения КВ в Узбекистане послужило постоянное стремление вовлечь в

переработку забалансовых руд, так как эта технология отличается относительной простотой геотехнологического процесса, низкими капитальными затратами и текущими расходами.

Промышленное освоение технологии КВ в Узбекистане начато в 1995 г. и сегодня продолжается Навоийским ГМК. Широкомасштабное внедрение технологии КВ при освоении золоторудных месторождений бедных руд и техногенных образований решает важнейшую социально-экономическую проблему преобразования минеральных ресурсов в ресурсы социально-технологического назначения, что имеет существенное народнохозяйственное значение для республики.

При этом эффективность внедрения малозатратных процессов требует обобщения накопленного опыта, а повышенный интерес представляет проектная проработка формирования количества ярусов штабелей с точки зрения полного использования их потенциальной вместимости руд и выщелачивающих возможностей рабочего раствора (рис. 1).

Повышение вместимости подушки выщелачивания при формировании штабелей имеет некоторые особенности, связанные с использованием сыпучих материалов, вяжущих добавок и воды. При этом не учитывается влияние на устойчивость перенасыщения штабеля растворами из-за различия в фильтрационных свойствах верхнего и нижнего яруса, не рассматриваются варианты увеличения угла откоса шта-

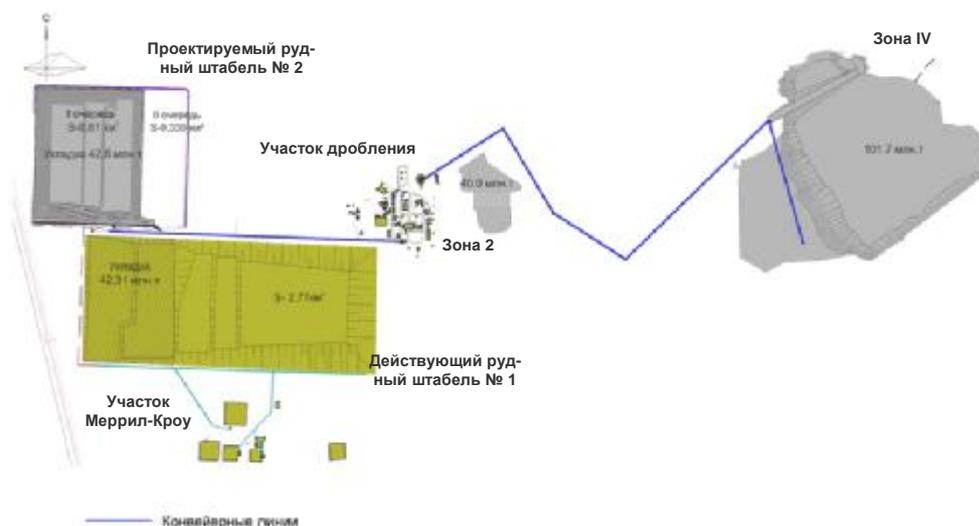


Рис. 1. Схема размещения объектов цеха кучного выщелачивания

бея и повышения извлечения золота из откосной зоны штабеля.

Перечисленные особенности формирования штабелей и процесса обработки уложенного в него материала рабочими растворами потребуют глубоких расчетов, базирующихся на современной математической интерпретации и компьютерном моделировании геомеханических процессов в породных массивах.

Формирование подушки выщелачивания, ее размещение с учетом особенностей местности и протекание процессов в штабелях во многом определяет экономическую эффективность строительства и процесса КВ, являясь основой себестоимости выпускаемой продукции.

Учитывая вышеизложенные особенности, Навоийским ГМК в 2010 г. начата реализация стратегически значимого инвестиционного проекта «Расширение, техническое и технологическое перевооружение цеха кучного выщелачивания (I-очередь)», основанного на переработке забалансовых руд месторождения Мурунтау методом кучного выщелачивания.

Существующий комплекс рудника включает участки: горных работ и рудоподготовки, дробления и укладки руды, кучного выщелачивания и готовой продукции, включающий действующий рудный штабель №1 и участок Меррилл-Кроу. Общая площадь действующего рудного штабеля №1 – 2,77 км² максимальной вместимостью.

При размещении проектируемого рудного штабеля №2 рассмотрены пять вариантов.

Вариант 1 – на запад от существующего рудного штабеля №1 с переносом пульпопровода, автомобильной дороги и ВЛ-6 кВ.

Вариант 2 – на север от существующего рудного штабеля №1 без переноса пульпопровода и автомобильной дороги.

Вариант 3 – на двух отдельных площадках, расположенных севернее и южнее существующего рудного штабеля №1, без переноса пульпопровода и автомобильной дороги.

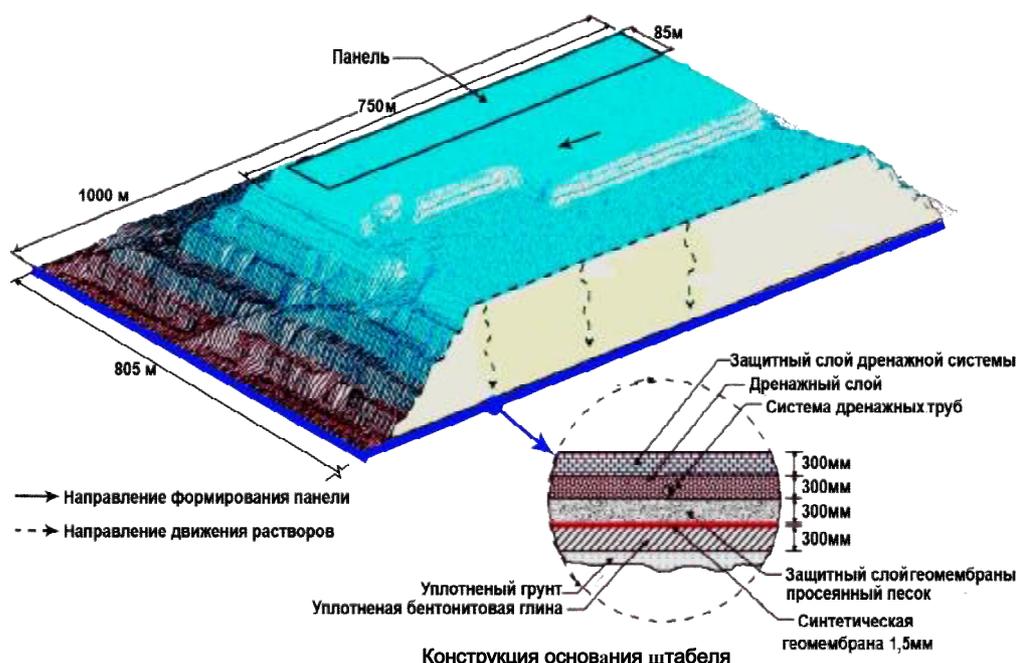


Рис. 2. Схема размещения объектов цеха кучного выщелачивания

Вариант 4 – на север и запад параллельно существующему рудному штабелю №1 без переноса пульпопровода и автомобильной дороги.

Вариант 5 – на юг и юго-восток параллельно существующему рудному штабелю №1 с переносом автодороги, ВЛ-6 кВ и кабельной линии связи.

При выборе оптимального варианта произведено сравнение основных технико-экономических показателей вариантов, т.е. объем земляных работ, перенос существующих пульпопровода, автодороги, ВЛ-6 кВ, кабельной линии связи, удлинения конвейера Overland-2, а также строительство конвейера Overland-3, КЛ-6 кВ, инспекторской дороги и ограждение.

По вышеперечисленным показателям подсчитаны эксплуатационные и приведенные затраты, а также объемы капиталовложения вариантов.

В результате сравнения технико-экономических показателей в ТЭО проекта принят четвертый оптимальный вариант размещения подушки для формирования кучи.

Общая площадь проектируемого рудного штабеля (I и II очереди) составляет 1,14 км² (рис. 1).

На рис. 2 показан разрез рудного штабеля и конструкция его оснащения. Руда в штабель укладывается панелями шириной 85 м, высотой 10 м, длиной по первому ярусу 1000 м.

На каждом последующем ярусе длина панели уменьшается на 48 м за счет откосов и предохранительных террас. В основании рудного штабеля находится гидроизоляционное покрытие и дренажный слой. На уплотненный грунт укладывается слой толщиной 300 мм уплотненной бентонито-

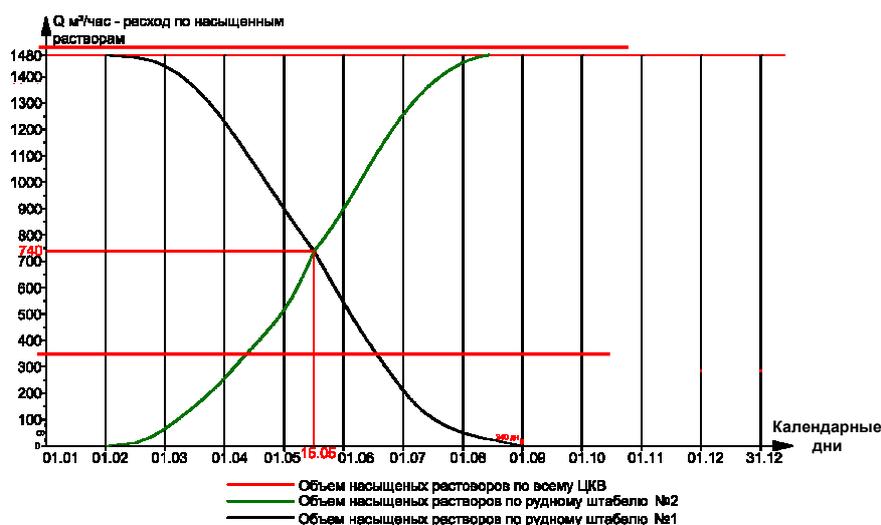


Рис. 3. График получения насыщенных растворов на рудном штабеле № 2 в увязке с затуханием рудного штабеля № 1 в 2013 г.

вой глины. На поверхности слоя глины укладывается синтетическая геомембрана из полиэтиленовой пленки высокой прочности толщиной 1,5 мм. Для предотвращения повреждения на полиэтиленовую пленку отсыпается защитный слой из просеянного песка толщиной 300 мм. На поверхность защитного слоя в определенном порядке укладывается система дренажных перфорированных полиэтиленовых труб различного диаметра. Дренажные трубы засыпаются слоем толщиной 300 мм просеянного щебня с размером кусков 25-50 мм. Поверх слоя щебня укладывается защитный слой дренажной системы из непросеянной пустой поро-

ды с отвалов карьера Мурунтау размером кусков на более 150 мм. На поверхности защитного слоя выстраивается линия передвижных конвейеров и отвалообразователь и производится укладка рудного штабеля.

На рис. 3 показан график развития получения насыщенных растворов на рудном штабеле №2 в увязке с затуханием рудного штабеля №1. По мере увеличения полос орошения на штабеле №2 будет сокращаться количество орошаемых полос на штабеле №1. Объем продуктивных растворов, входящих в штабель №1, будет сокращаться,

при этом объем продуктивных растворов, входящих в штабель №2, увеличится, что позволит сохранить баланс растворов и обеспечить выполнение плановых показателей по выпуску драгметаллов.

На рис. 4 представлена технологическая схема рудника. Отгрузка руды на рудник производится одновременно с зоны 4 и зоны 2б складов рудника Мурунтау по идентичной технологической схеме. Со склада руда бульдозером с понижением перемещается к дробильно-сортировочному комплексу (ДСК LT-160, который включает в себя горизонтальный колосниковый грохот-питатель типа В20-

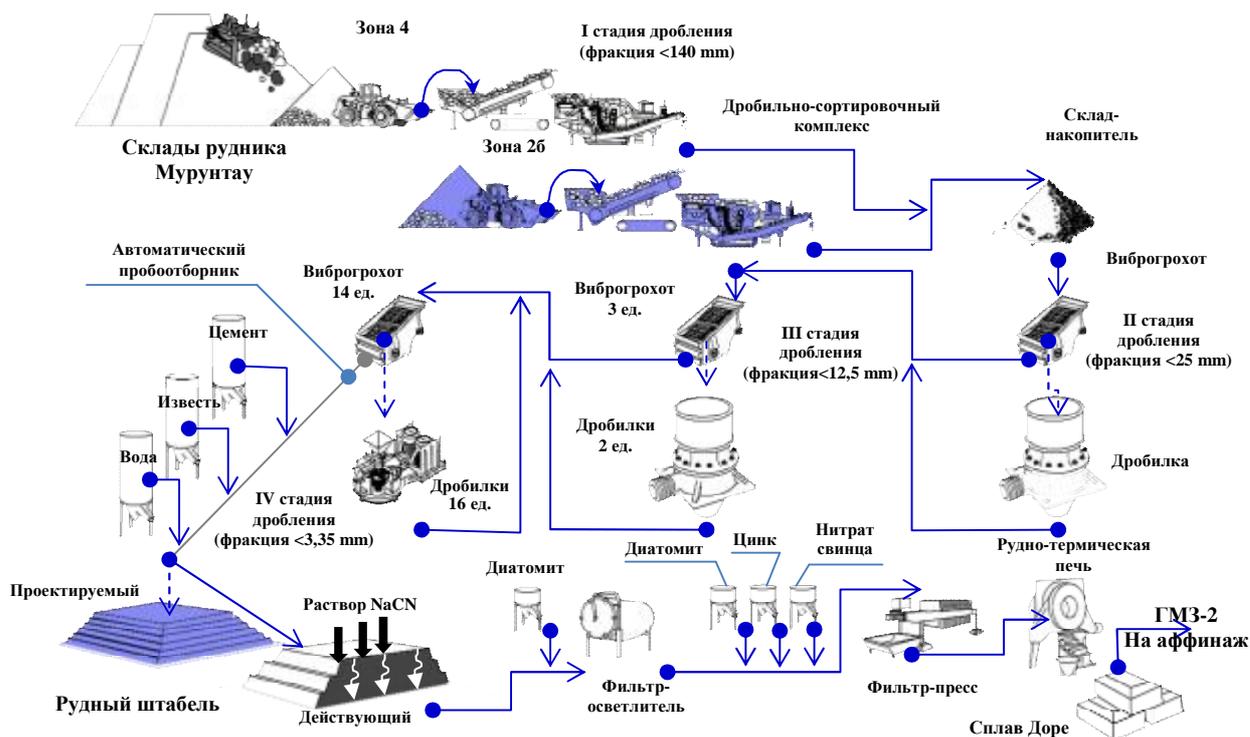


Рис. 4. Технологическая схема цеха кучного выщелачивания

60-4 V и шековую дробилку типа С – 160 V), куда загружается фронтальными погрузчиками, проходит 1 стадию дробления до фракции менее 140 mm и по конвейерам поступает на склад-накопитель участка дробления. Со склада-накопителя руда тоннельными пластичными питателями подается на конвейер и поступает на 2 стадию дробления, где установлен виброгрохот и конусная дробилка среднего дробления. Руда дробится до фракции менее 25 mm и далее по конвейерам поступает на 3 стадию дробления, где установлены три виброгрохота и две конусные дробилки среднего дробления. Руда дробится до фракции менее 12,5 mm и далее по конвейерам поступает на 4 стадию дробления, где установлены 14 виброгрохотов и 16 роторных дробилок мелкого дробления, руда дробится до фракции менее 3,35 mm (фракция менее 3,35 mm составляет 97%). После 4 стадии дробления руда по стационарным и передвижным конвейерам, выстроенным в непрерывную цепочку, подается на рудный штабель, где отвалообразователем отсыпается в панель шириной 85 m, высотой 10 m. На выходе с 4 стадии дробления на конвейере установлен стационарный механический пробоотборник, где с интервалом в 15 минут происходит отбор сменной пробы укладываемой руды для определения среднего содержания золота, здесь же установлены конвейерные весы для учета веса уложенной руды. На наземный конвейер, в соответствии с технологическим регламентом, подается цемент, известь, вода, перемешивание и окомкование происходит на пересыпах передвижных конвейеров (в линии находится до 36 конвейеров), на поверхности панели рудного штабеля укладывается система капельного орошения, которая состоит из полиэтиленовых магистральных и распределительных труб и капиллярных трубок. По напорным трубопроводам в систему орошения подается раствор цианида натрия, который проходит через толщу штабеля, выщелачивает золото, обогащается и по самотечным трубопроводам поступает на участок Меррилл-Кроу. На участке Меррилл-Кроу продуктивный раствор проходит через фильтр-осветлители, диаэрационные колонны, узел добавки реагентов и поступает на фильтр-пресс, где происходит осаждение золотосодержащего осадка, который плавится в пла-

вильной печи с получением сплава Доре.

Финансирование проекта осуществляется за счет собственных средств комбината и общая стоимость проекта I-очереди составляет - 25,5 млн. долл., из них затраты на строительные-монтажные работы – 24,2 млн. долл., на машины и оборудование – 727 тыс. долл., прочие – 589 тыс. долл. При этом стоимость существующих основных фондов – 254,7 млн. долл. Количество занятых – 563 человека, увеличение численности не предусматривает сверх существующего штата. Структура капитальных вложений по основным объектам представлена (рис. 5).

При этом, в целях удешевления проекта, максимально было предусмотрено применение оборудования и материалов, выпускаемых в Республике Узбекистан. В частности, по импорту приобретается только задвижка клиновая с выдвижным шпинделем фланцевая (Ø 300) и электромагнитные расходомеры Ду 300/150-550 м³/h. на сумму 177,17 тыс. долл. или 26,4% от общего объема оборудования.

Что касается материалов, используемых в строительстве, по импорту приобретается в основном трубы стальные больших диаметров Ø 600, Ø750 и лента транспортерная на сумму 4 832,0 тыс. долл. или 28,6% от общего объема. Материалы (полиэтиленовая пленка, трубы дренажно-гофрированная Ду-100, трубы перфорированная Ø 300÷450 и др.), выпускаемые в Республике Узбекистан, составляют 71,4 %.

Все оборудования и материалы, используемые в проекте, имеют соответствующие сертификаты, технические условия и паспорта, а также заключения лабораторных испытаний.

Основные выводы

В результате проведенных инженерных изысканий, изучения состояния сырьевой базы, рассмотрения оптимального размещения проектируемого

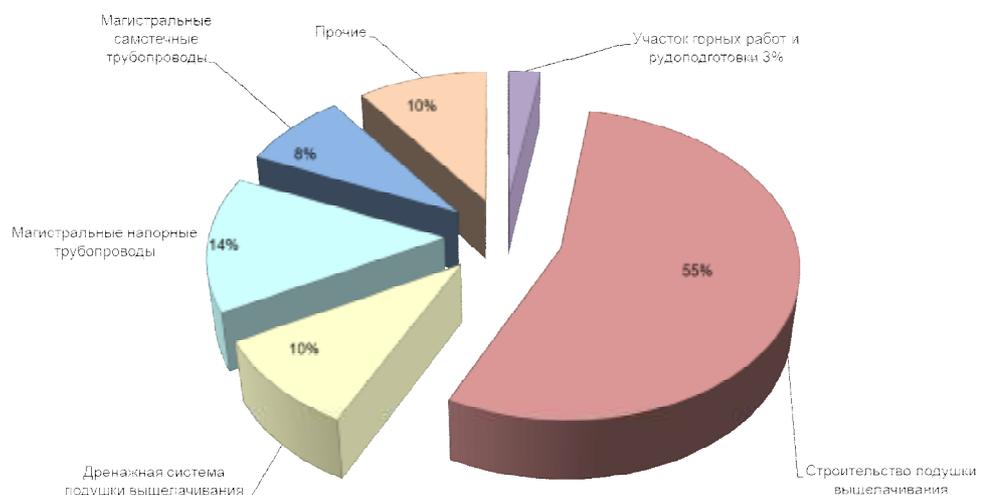


Рис. 5. Структура капитальных вложений по основным объектам строительства

штабеля №2 с учетом существующих инженерных коммуникаций и инфраструктур, анализа зарубежного и отечественного опыта технологических схем и технических решений по проектированию цеха кучного выщелачивания установлено следующее:

1. Проектируемый штабель №2 и своевременная реализация инвестиционного проекта обеспечивает сохранность баланса выпуска драгметаллов до 2020 г. по цеху кучного выщелачивания.

2. В целях удешевления проекта при разработке предпроектной и проектной документации предусмотрено использование отечественного оборудования в объеме 73,6% и материалов в объеме 71,4%. Это дало возможность снизить капитальные вложения на 20-25%. Расчетный срок окупаемости капитальных вложений составляет с учетом действующего производства 1,6 года, без учета действующего производства 5,6 лет.

3. На основе применения современных тех-

нологических схем и технических решений достигается снижение эксплуатационных затрат на 35-40% и чистая прибыль за счет реализации проекта составит 168,6 млн. долл.

Выводы и заключения:

1. Строительство новой подушки (штабеля №2) сохранит баланс выпуска драгметаллов до 2020 г.

2. Расчетный срок окупаемости капитальных вложений с учетом действующего производства 1,6 года и без учета действующего производства 5,6 лет.

3. Применение в проекте современной технологической схемы позволит снизить капиталовложения на 20-25%, эксплуатационные затраты на 35-40%.

4. В результате глубокого анализа и испытания отечественного оборудования предусмотрено в проекте в объеме 73,6% и материалов в объеме 71,4%.

УДК 622.235

Шеметов П.А., Бибик И.П. 2011 г.

ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

Шеметов П.А., советник генерального директора НГМК по стратегическому развитию и инновационным технологиям, докт. техн. наук; **Бибик И.П.**, зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Развитие горнодобывающей отрасли Узбекистана неразрывно связано с разработкой месторождений полезных ископаемых открытым способом. Как известно, значительная часть карьеров по открытой добыче полезных ископаемых вошла в категорию глубоких и эта тенденция продолжается. Параметры современных карьеров существенно увеличились. Крупные, глубокие карьеры Мурунтау и Кальмакыр, находящиеся на территории Узбекистана, являются в мировой горнорудной практике уникальными по сложности и новизне решаемых в процессе их создания и эксплуатации научно-технических задач, определяемых особенностями горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений. Имеются предпроектные варианты рентабельной отработки и дальнейшего развития карьеров Мурунтау и Кальмакыр до глубины 900...1000 м.

В то же время известно, что с увеличением глубины разработки рудных месторождений открытым способом до предельно экономически целесообразной величины усложняются горно-геологические и горнотехнические условия работ,

повышается обводненность и трещиноватость горных пород, растет влияние глубины карьера на сопротивляемость руд взрывному разрушению и повышаются требования к сохранности вводимых на глубокие горизонты инженерных сооружений и т.п. В целом, проектирование параметров буровзрывных работ (БВР) в глубоких карьерах должно учитывать изменяющиеся с глубиной отработки физико-механические и физико-технические свойства пород, применяемые взрывчатые вещества (ВВ), сейсмическое воздействие массовых взрывов на сохранность бортов карьеров, инженерных сооружений и коммуникаций, сохранность рудовмещающих массивов и горных выработок при вовлечении в совместную открыто-подземную отработку руд, залегающих за проектными контурами карьеров вблизи бортов и под дном, когда из выработанного пространства карьера могут проходить вскрывающие выработки (штольни, наклонные стволы и т.д.).

Таким образом, при увеличении глубины карьеров значительно возрастают требования к физико-техническому обоснованию параметров техно-

логических процессов БВР, применяемым ВВ, сейсмическому воздействию одновременно взрывающегося большого количества ВВ при массовых взрывах на сохранность бортов карьеров, инженерных сооружений и коммуникаций, оценке состояния устойчивости бортов карьеров, рудовмещающих массивов и горных выработок при совместной открытой и подземной разработке месторождений, безопасности при производстве и применении ВВ. Поэтому разработка физико-технического обоснования параметров БВР с учетом влияния усложняющихся факторов глубоких карьеров на эффективность горных работ, охрану массивов и инженерных сооружений от сейсмического действия массовых взрывов, повышение безопасности при производстве и применении ВВ является актуальной проблемой.

Цель исследования заключается в физико-техническом обосновании параметров буровзрывных работ с учетом закономерностей изменения взрываемости горного массива при увеличении глубины карьеров.

Значительный вклад в развитие науки о взрывном разрушении горных пород, совершенствовании технологии взрывной отбойки на карьерах, создании и использовании более высокоэнергетических взрывчатых материалов внесли ученые Авдеев Ф.А., Анистратов Ю.И., Барон В.Л., Баум Ф.А., Белин В.А., Галкин В.В., Демидюк Г.П., Друкованый М.Ф., Исмаилов Т.Т., Казаков Н.Н., Кутузов Б.Н., Кук М.А., Лангефорс У., Лукьянов А.Н., Мальгин О.Н., Мельников Н.В., Мосинец В.Н., Норов Ю.Д., Райзман М.И., Рубцов С.К., Сытенков В.Н., Юматов Б.П., Шапурин А.В. и другие. Ими проведены комплексные исследования и разработаны технологии, обеспечивающие управление процессами БВР в технологических потоках карьеров, управляемое воздействие взрывных работ на сохранность бортов карьеров и инженерных сооружений, уменьшение выхода негабарита горнорудной массы, разработаны новые схемы взрывания с использованием средств замедления, научные основы оптимизации расхода основных и вспомогательных материалов при БВР, уменьшено число отказов при взрывном разрушении горных пород.

Вместе с тем существуют нерешенные проблемы, обусловленные необходимостью повышения эффективности буровзрывного комплекса. Это связано с увеличением глубины отработки карьеров, необходимостью использования для ведения взрывных работ более дешевых и высокоэнергетических ВВ, характеристики которых максимально соответствуют свойствам разрушаемых пород. Несмотря на разработку принципиально новых положений о сейсмическом действии взрывов на инженерные сооружения и борта карьеров, сейсмика ближней зоны изучена недостаточно полно, что имеет особо важное значение при массовых взры-

вах при совместной открытой и подземной разработке месторождений. Руды, залегающие за проектными контурами вблизи бортов и под дном глубоких карьеров, являются существенным резервом расширения сырьевой базы. Опыт извлечения запасов руд за контурами карьеров указывает на перспективность их доработки подземным способом. Поэтому проблема оптимизации параметров технологических процессов БВР с увеличением глубины разработки рудных месторождений открытым способом до предельно экономически целесообразной величины с учетом влияния усложняющихся факторов разработки на эффективность выемки руд с помощью энергии взрыва и охраны массивов и инженерных сооружений от сейсмического действия взрывов на карьере и подземных горных выработках становится более актуальной.

В целом отмечают следующие основные тенденции развития буровзрывных работ в глубоких карьерах Узбекистана:

- усложнение горно-геологических и горно-технических условий разработки месторождений, растет влияние глубины карьеров на сопротивляемость руд взрывному разрушению, повышается обводненность и трещиноватость горных пород, что приводит к увеличению затрат на БВР;

- применение комбинированных видов транспорта автомобильно-конвейерно-железнодорожного с вводом на глубокие горизонты инженерных сооружений (дробилок, перегрузочных пунктов и т.п.), сокращающих материальные, энергетические и финансовые затраты на перемещение горной массы, что повышает требования к качеству дробления горной массы, ее гранулометрическому составу и форме развала, к сейсмическому воздействию взрывных работ на горные массивы и инженерные сооружения;

- совместная открыто-подземная отработка руд, залегающая за проектными контурами карьеров вблизи бортов и под дном, что снижает затраты на добычу полезных ископаемых;

- изготовление ВВ на местах производства работ, что сокращает затраты на транспортирование, подготовку и проведение массовых взрывов с практически полной механизацией изготовления, транспортировки и зарядки ВВ.

В то же время, анализируя современное состояние буровзрывных работ с учетом закономерностей изменения взрываемости горного массива при увеличении глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр, установлено, что:

- известные методики расчета параметров взрывных работ в глубоких карьерах для рудных массивов не обеспечивают в полной мере заданное качество дробления горной массы;

- отсутствуют критерии эффективности применяемых эмульсионных ВВ с использованием де-

шевых компонентов, производимых в Республике Узбекистан;

- известные способы взрывания и дробления горной массы недостаточны для повышения полноты извлечения полезных ископаемых;

- известные методы проектирования параметров БВР не отвечают в полной мере заданным критериям и ограничениям для обеспечения сохранности прибортовых массивов и инженерных сооружений от сейсмических воздействий взрыва;

- применяющиеся методологии расчета по параметрам безопасного предохранительного целика между дном карьера и подземными выработками шахты недостаточно оценивают сейсмичку ближней зоны, имеющую важное значение при совместной открыто-подземной разработке месторождений;

- имеющиеся системы безопасности при производстве и применении ВВ с регулируемой энергией в глубоких карьерах не обеспечивают в полном объеме безопасность работ.

Таким образом, оценка БВР разработки месторождений открытым способом до предельно экономически целесообразной величины показывает, что повышение эффективности буровзрывного комплекса и оптимизация параметров технологических процессов БВР возможна за счет:

- эффективности взрывного дробления и перемещения горной массы;

- разработки состава более дешевых и высокоэнергетических эмульсионных ВВ с использованием сырья, производимого в Республике Узбекистан, характеристики которых максимально соответствуют разрушаемому породам;

- разработки способов взрывания, позволяющих улучшить качество дробления горной массы и повысить полноту извлечения полезного ископаемого;

- разработки рациональных параметров БВР, обеспечивающих минимизацию сейсмических воздействий взрыва на прибортовые массивы и инженерные сооружения;

- разработки комплексной системы безопасности при производстве и применении эмульсионных ВВ с регулируемой энергией.

Рассмотрим физико-техническое обоснование параметров взрывных работ на примере глубоких рудных карьеров Узбекистана.

Определение основных закономерностей влияния параметров взрывных работ и физико-механических свойств массива на интенсивность дробления и перемещения горной массы. Основой решения задачи определения основных закономерностей влияния параметров взрывных работ и физико-механических свойств массива на интенсивность дробления и перемещения горной массы является информация о степени дробления, которая базируется на учете как физико-механических,

так и горно-технологических свойств пород и руд с учетом блочности и трещиноватости массива.

Экспериментальные зависимости, полученные для условий глубоких карьеров Мурунтау и Кальмакыр, показывают, что изменение размеров естественной отдельности в массиве горных пород с глубиной выражается следующим корреляционным уравнением:

$$d_{\text{cp}} = 0,306 + 0,0036H, \quad (1)$$

где H - глубина расположения исследуемого слоя, м.

Изменение плотности пород с глубиной подчиняется следующей корреляционной зависимости:

$$r = 1,5H + 2329. \quad (2)$$

Изменение модуля Юнга пород с глубиной описывается корреляционным уравнением:

$$E = 0,015H + 3,4. \quad (3)$$

Результаты исследований показали, что породы карьеров Мурунтау и Кальмакыр можно сгруппировать и отнести, согласно классификации Междуведомственной комиссии по взрывному делу (МВК), к четырем категориям горных пород по блочности и степени трещиноватости: мелкоблочные, среднеблочные, крупноблочные, весьма крупноблочные породы, совпадающими с категориями по взрываемости. Учитывая, что в расчетах параметров БВР блочность характеризуется средним (средневзвешенным) размером отдельности (блока), в массиве разработаны методология и алгоритм расчета гранулометрического состава взрывааемых пород, базирующиеся на экономико-математическом описании блочности массива и основанные на классификации МВК. В соответствии с классификацией определены графики-линии, разграничивающие массивы горных пород глубоких карьеров на категории по трещиноватости, которые описываются в общем случае уравнением вида:

$$R_{i_m} = 100 \cdot \exp[-3 \cdot k^2 \cdot D_i^{\lambda}], \quad (4)$$

где R_{i_m} - содержание блоков размером более D_i ;

D_i - размер отдельности (блока) в массиве;

k - эмпирический показатель, характеризующий средний размер отдельности $D_{\text{cp}(M)}$ в массиве;

λ - эмпирический коэффициент, характеризующий трещиноватость (блочность) массива:

$$I = \frac{0,667}{(k + 0,05) + 2} \quad (5)$$

Между эмпирическим коэффициентом k и средним значением отдельности в массиве существует зависимость:

$$k = \frac{0,5}{D_{\text{cp}(M)}^{1,05 + D_{\text{cp}(M)}}}. \quad (6)$$

Пользуясь зависимостями (4) (5) (6), возможно оценить распределение отдельностей для различных пород в широком диапазоне трещиноватости, в частности для карьера Мурунтау при коэффициенте корреляции $r_k = 0,71 \pm 0,84$:

$$I = 1 + \frac{0,667}{k + 0,05},$$

$$k = \frac{0,35}{D_{cp(m)}^{1,05 + D_{cp(m)}}} \quad (7)$$

С учетом изложенного разработан алгоритм расчёта рациональных элементов размещения скважинного заряда ВВ и гранулометрического состава взрывааемых горных пород. С использованием алгоритма установлена закономерность влияния параметров БВР, физико-технических свойств пород и взрывчатых характеристик ВВ на эффективность дробления и перемещение горных пород при взрывах в глубоких карьерах. При этом повышение эффективности взрывных работ, повышение безопасности добычи полезных ископаемых и снижение затрат на 7-8% достигается за счет применения эмульсионных ВВ с использованием дешевых компонентов, производимых в Республике Узбекистан, которые по своим энергетическим и детонационным характеристикам в большей мере соответствуют физико-техническим свойствам крепких горных пород.

Разработана методика определения коэффициента сброса при перемещении горных пород взрывами скважинных зарядов в условиях глубоких карьеров, зависящего от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин к горизонту, ширины заходки и высоты уступа. В результате статистической обработки полученных результатов при проведении опытно-промышленных работ по данной методике получена формула расчета коэффициента сброса при перемещении горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ с коэффициентом корреляции $0,94 \pm 0,012$:

$$K_{сбр} = \frac{q(0,4 \sin^2 \alpha_c + 0,65)(0,5 - 0,016 m)}{0,01 \sqrt[3]{Ah + q}} \quad (8)$$

где α_c - угол наклона скважин к горизонту, град.;
 m - мощность крепких пропластков, м;
 A - ширина заходки, м;
 h - высота уступа, м;
 q - удельный расход ВВ, kg/m^3 .

Разработаны параметры перемещения вскрышных горных пород на сброс. Установлено, что при использовании разработанных параметров перемещения горных пород глубоких карьеров на сброс объём перемещаемой горной массы увеличивается на 13-24%, при этом экономический эффект составляет 157 сумов на $1 m^3$ горной массы (в ценах 2010 г.).

Удельный расход ВВ можно рассматривать в качестве интегральной характеристики, отражающей предел прочности пород на сжатие и размер среднего куска породы в развале взорванной горной массы. В результате обработки статистических материалов и опытно-промышленных взрывов получена расчетная формула:

$$q = q \frac{1}{K_3} = (0,01 - K_a \sigma_{сж} \ln d_{cp}) \frac{1}{K_3}, \quad kg/m^3. \quad (9)$$

где K_3 - коэффициент концентрации энергии ВВ;

K_a - коэффициент адаптации к условиям конкретного карьера, $K_a = 0,0034$ для карьера Мурунтау и $K_a = 0,0036$ для карьера Кальмакыр;

$\sigma_{сж}$ - предел прочности пород на сжатие, МПа;

d_{cp} - средний размер куска породы в развале, м.

Добиться требуемого качества рыхления пород взрывом в условиях снижения ширины взрывааемых блоков в глубоких карьерах только регулированием удельного расхода ВВ практически невозможно, поскольку существенное влияние на результаты взрыва оказывает пространственное размещение скважинных зарядов. При этом главным исходным параметром является диаметр скважины, определяющий зону регулируемого дробления пород взрывом. В результате установлены расчетные формулы диаметра скважины и взаимосвязанных с ним остальных параметров размещения заряда: линии наименьшего сопротивления пород взрыву, размера скважинного заряда ВВ над подошвой уступа, величин перебура и не заряжаемой части скважины (забойки), расстояния между скважинами в ряду и рядами скважин:

$$D = \frac{H_y C_t g a + C_6}{K_f \sqrt[3]{K_3}}, \quad m, \quad (10)$$

где D - диаметр скважины, м;

H_y - высота уступа, м;

a - угол откоса уступа, град.;

C_6 - расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м;

K_f - коэффициент адаптации диаметра скважинного заряда ВВ к горно-технологическим характеристикам взрывааемых пород и условиям инициирования заряда НСИ, $K_f = \frac{55}{\sqrt[4]{0,1 s_{сж}}}$;

$K_3 = K_{BB} \cdot K_A$ - коэффициент относительной концентрации энергии ВВ, для мощных промышленных ВВ с высокой плотностью заряжения $K_3 > 1,0$, для промышленных ВВ с пониженной мощностью с невысокой плотностью заряжения $K_3 < 1,0$;

$\frac{Q_v}{Q_{v_0}} = K_{BB}$ - энергетический переводной коэффициент применяемого ВВ;

Q_v, Q_{v_0} - энергия используемого и эталонного ВВ, kJ/kg ;

$$K_{\Delta} = \frac{\Delta_{\phi}}{\Delta_{\Delta}} - \text{переводной коэффициент плотности}$$

заряжания;

Δ_{ϕ} , Δ_{Δ} - плотность заряжания применяемого и эталонного взрывчатого вещества.

Установлены изменения сопротивления по подошве уступа при взрыве скважинного заряда ВВ от его эффективной длины над подошвой уступа:

$$W = 0,387e^{0,3 \cdot l_{\text{эф}}}, \text{ m}, \quad (11)$$

где $l_{\text{эф}}$ - эффективная длина скважинного заряда над подошвой уступа, m.

Согласование пространственного расположения скважинных зарядов с удельным расходом ВВ осуществляется путем корректировки расстояния между скважинами, которое при $a=b$ определяется по формуле:

$$a_n = \sqrt{\frac{Q}{qH_y}}, \text{ m}, \quad (12)$$

где a_n - откорректированное расстояние между скважинами, m;

Q - вес ВВ в скважине, kg.

Проведенные взрывные работы в глубоком карьере Мурунтау по разработанной методике с учетом изменения физико-механических свойств массива при увеличении глубины карьера показали более равномерное дробление породного массива при снижении расхода ВВ на 12%.

Обоснование параметров БВР с использованием ЭВВ, обеспечивающих повышение эффективности взрывных работ и их безопасности. В связи с применением на карьерах Мурунтау и Кальмакыр ВВ только собственного производства, во все нормативные документы и аналитические зависимости, характеризующие расчетные значения удельных расходов ВВ и параметров БВР, введены поправки, учитывающие относительную работоспособность применяемого ВВ по отношению к эталонному (Граммонит 79/21), анализ которых показал, что при коэффициентах эффективности ЭВВ равных 1,05 (Нобелит 2030), 1,07 (Нобелан 2080) длина колонки заряда в скважине уменьшается на 32 и 27%, удельные затраты энергии взрыва снижаются на 26-30%. В связи с этим очевидно снижение степени полезного использования энергии взрыва скважинного заряда на дробление и увеличение зоны нерегулируемого дробления. С целью нейтрализации этих отрицательных факторов предложено компенсировать снижение длины колонки заряда применением комбинированного скважинного заряда ЭВВ+ANFO и обратного его инициирования скважинным детонатором неэлектрической системы инициирования (НСИ), при котором первичное предразрушение массива осуществляется более бризантным эмульсионным ВВ,

а завершающая стадия разрушения низкобризантным ВВ – ANFO. При этом более позднее взрывание ANFO запирает продукты взрыва, увеличивая длительность их действия в зарядной камере и соответственно способствуя повышению степени полезного использования энергии взрыва на дробление и проработку подошвы уступа. Экспериментальными работами зафиксировано, что использование конструкции комбинированного заряда увеличивает его работоспособность относительно однородного заряда на 15%, при этом уменьшается в 1,5...2,0 раза смещение границы руды и вмещающих пород, улучшается качество дробления горной массы при одновременном снижении затрат на ВВ на 20%. Рекомендовано количество составов типа ANFO в комбинированном скважинном заряде в зависимости от категорий пород по взрываемости. При этом установлена возможность снижения влияния взрыва скважинных зарядов на экологическое состояние рабочей зоны глубокого карьера путем размещения в забойке специальных веществ, абсорбирующих вредные продукты детонации.

В карьере Мурунтау проведены экспериментальные работы по определению эффективности применения ЭВВ в комплексе с НСИ. При этом оценка гранулометрического состава разрушенного взрывом массива производилась в забоях методом косоугольной фотопланиметрии, предусматривающим определение размера кусков породы по результатам фотографирования поверхности развала взорванной горной массы в забоях. Проведенные экспериментальные работы показали, что с переходом взрывных работ на применение эмульсионных ВВ в комплексе с НСИ качество дробления горной массы улучшается, имеется снижение на 15,8% среднего размера взорванного куска в развале (14,5 см против 16,8 см) при снижении удельного расхода ВВ на 3,1%.

По результатам выполненных экспериментальных работ и исследований технологических особенностей взрывания различными ВВ разработан алгоритм технико-экономической оценки применения ВВ и на его основе рекомендован ассортимент ЭВВ и ВВВ для условий глубоких карьеров Мурунтау и Кальмакыр, обладающий возможностью регулирования объемной концентрации энергии за счет изменения рецептурного соотношения компонентов и плотности заряжания.

С целью повышения эффективности применения ЭВВ и ВВВ, а также снижения себестоимости при взрывном разрушении горных пород в глубоких карьерах выполнены исследования по совершенствованию рецептурного состава матричной эмульсии и технологии эмульгирования исходных растворов с целью возможности использования дешевых сырьевых компонентов, производимых в Узбекистане. Оценка физической стабильности

эмульсии при использовании различных образцов эмульгаторов показала, что критериями при выборе ингредиентов масляной фракции эмульсии для производства на заводе ЭВВ должны быть стоимость компонента, доступность его приобретения и аналитический входной контроль данных сырьевых компонентов или гарантия производителя соответствия качества продукции требованиям стандартов качества и техническим требованиям технологического регламента.

С целью сокращения затрат на приобретение сырьевых компонентов и расходных материалов проведены исследования по оптимизации рецептурного состава и технологии производства эмульсионных взрывчатых составов (ЭВС), позволившие снизить долю импортных сырьевых компонентов с 5,2% до 4,5-4,0%, и провести модернизацию аппаратного оформления технологической схемы завода, повысившую эффективность и безопасность производства ЭВВ.

В части приоритетов по дальнейшей работе по усовершенствованию рецептурного состава производства завода ЭВВ предложены ЭВС, в которых применена кальциевая селитра, увеличивающая энергетику взрыва, в раствор окислителей вводится карбамид - ингибитор взаимодействия ЭВС и сульфидных пород, при отсутствии сульфидов в горных породах его можно заменить селитрой аммиачной. Рекомендовано исключить применение воска, парафина, уксусной кислоты, нитрита натрия, раствора натриевого шелока, тиомочевины, шведской пористой селитры с их заменой петролатумом, микросферами или вспененным полистиролом. По экономической оценке ЭВВ, изготавливаемое по рекомендуемой рецептуре, имеет стоимость на 10...25% ниже при аналогичных энергетических характеристиках. Стоимость 1 т матрицы по сырьевым компонентам снижается на 130 долларов для машинной зарядки и на 78-96 долларов для патронированных ЭВВ. Для повышения эффективности и безопасности производства ЭВВ проведена модернизация и реконструкция узлов (приема жидкой аммиачной селитры; охлаждения патронов; приготовления масляного раствора и т.п.), которые выполнены на основе опытно-промышленных работ.

В результате исследовательских работ установлены параметры БВР, обеспечивающие оптимальное расположение заряда ЭВВ в массиве, базовые значения размеров сеток взрывных скважин в зависимости от применяемого бурового инструмента и вероятность их применения. Так, для трудно-взрывааемых рудных участков карьера Мурунтау: сетка взрывных скважин диаметром 250 мм 6,0x6,0 м; удельный расход ВВ в сухих скважинах - 1,10÷1,25 kg/m³ (нобелан 2080), обводненных 1,15÷1,30 kg/m³ (нобилит 2030); длина забоечного пространства - 5÷6 м. В породной части карьера

может применяться сетка взрывных скважин диаметром 250 мм 6,5x6,5 м при удельном расходе ЭВВ 0,98-1,05 kg/m³, длина забоечного пространства 5,5-6,5 м. Разработанные параметры БВР, адаптированные к ЭВВ, позволили снизить затраты на взрывные работы на 15% с качественной проработкой горного массива по всей высоте взрываемого уступа.

Разработка эффективных способов взрывания, позволяющих улучшить качество дробления горной массы и повысить полноту извлечения полезного ископаемого. Усиление проявлений геомеханических явлений с глубиной отработки влияет на получение заданного качества дробления. Это накладывает дополнительные требования к взрывному разрушению горных пород, реализуемые новыми способами и параметрами.

Исследования по качеству дробления горной массы показали, что даже в условиях соблюдения установленных оптимальных параметров размещения заряда в массиве и повышенном удельном расходе ЭВВ(q): в среднем для нобелана 1,11 kg/m³ (максимальное значение 1,27 kg/m³); нобелита - 1,26 kg/m³ (максимальное значение 1,59 kg/m³) исключить выход негабаритной и крупнокусковой фракции невозможно. Кроме того, при q ≥ 1,15...1,20 kg/m³ в результате преобладания метателльного эффекта взрыва над дробящим значительная часть горной массы со стороны выработанного пространства (от 10 до 20%) сбрасывается на нижележащие горизонты или происходит формирование развалов шириной до 40 м. В первом случае это ведет к уменьшению качества и количества руды, во втором - к снижению интенсивности горных работ.

В этой связи проведены исследования по увеличению времени взрывного воздействия на верхнюю часть уступа и повышению эффективности забойки. При этом для увеличения времени взрывного воздействия на горный массив и улучшения запирающего эффекта рекомендована динамическая забойка, заключающаяся во взрыве заряда ВВ в дополнительной короткой скважине, пробуренной на расстоянии 2 м от основной, или во взрыве запирающего заряда в забоечном пространстве основной скважины. Для инициирования зарядов ВВ применялась НСИ: в скважинах СИНВ-С с интервалом замедления 500 мс; поверхностная сеть монтировалась СИНВ-П с интервалами 25, 42 и 67 мс. На экспериментальных блоках интервалы замедлений подбирались таким образом, чтобы первоначально взрывался запирающий заряд, а затем основной заряд. Замедление основного заряда относительно запирающего при расположении последнего в основной скважине обеспечивалось различной длиной ударно-волновых трубок (УВТ) для нижнего и верхнего боевиков при их одновременном инициировании

от детонатора поверхностной сети и при скорости детонации в УВТ 2000 м/с составляло порядка 7 мс. Для замедления основного заряда относительно запирающего в дополнительной скважине применялась комбинация замедлителей номиналом 25, 42 и 67 мс в поверхностной сети. В результате время между взрывом основного и запирающего зарядов составило от 17 до 25 мс. Установлено, что применение запирающего заряда в дополнительной скважине повысило степень дробления горного массива на 8...10% и снижение удельного расхода ВВ на 3% (Патент РУз № I AP 03938 от 23.04.09 г.).

Применение ЭВС с регулируемой объемной концентрацией энергии взрыва, пригодных для заряжания сухих и обводненных скважин, в комплексе с комбинированной конструкцией зарядов позволяет решать практически любые технологические задачи БВР имеющимся парком буровых станков. Это обстоятельство способствует увеличению высоты уступов, что позволяет сократить количество и протяженность транспортных горизонтов, увеличить угол откоса борта, повысить интенсивность горных работ в глубоких карьерах. При этом повышаются технико-экономические показатели открытых горных работ.

Разработана технология взрывания высоких уступов, сущность которой заключается в следующем (патент РФ № 2244252 от 10.01.2005 г.). Отбойку горных пород ведут парами расходящихся скважинных зарядов. При этом одну скважину в каждой паре бурят перпендикулярно к подошве уступа, а вторую – в сторону откоса уступа с наклоном к его подошве. Вертикальную и наклонную скважины располагают в параллельных вертикальных плоскостях, удаленных друг от друга на расстояние, равное 1...2 диаметрам скважины, эквивалентной по энергии заряда суммарному заряду в паре расходящихся скважин. Угол наклона скважины и предельная высота уступа определяются по формулам:

$$b = \arctg \frac{1,13H}{d_s} \sqrt{\frac{q}{g}}, \text{ град}; H = \frac{2d_s \sqrt{\frac{p \cdot g}{q} - 2c}}{2 \cdot \text{ctg} a}, \text{ м}, (13)$$

где a, β – угол откоса уступа и наклона скважины в пучке;

H – высота уступа;

d_s – диаметр заряда, эквивалентного по энергии суммарному заряду в пучке скважин;

q – удельный расход ВВ;

γ – плотность заряжания ВВ в скважине;

c – берма безопасности.

Эффективность разработанной технологии взрывания высоких уступов проверена экспериментально при расконсервации западного борта карьера Мурунтау. Подлежащий обработке уча-

сток борта карьера включал четыре уступа по 15 м, которые при эксперименте были объединены в два уступа высотой по 30 м. Диаметр скважин – 250 мм. Сетка скважин – 7x7 м. Удельный расход ВВ – 0,95 кг/м³. Конструкция заряда – комбинированная (ЭВВ, ANFO). Применялись диагональные схемы соединения зарядов с интервалом замедления между группами зарядов в 35 мс. В паре расходящихся скважин заряд ВВ размещался в вертикальной и наклонной ($\beta=65^\circ$) скважинах.

Изучение гранулометрического состава взорванной горной массы фотопланиметрическим методом показало, что средний размер кусков взорванной горной массы не превышает 22...25 см (в аналогичных условиях на уступах высотой 15 м – 27...30 см).

Известно, что средний диаметр куска не является однозначной характеристикой гранулометрического состава горной массы, что обуславливает дополнительные ошибки при составлении алгоритма расчета параметров БВР.

Для расчета параметров БВР разработана компьютерная программа, предусматривающая оперативный контроль прочностных свойств и качество дробления взрывааемых пород, выбор параметров БВР на основе математического описания кусковатости, сравнение полученного качества дробления горной массы с прогнозируемым и корректировку параметров БВР для последующих взрывов в идентичных условиях по установленным отклонениям с выводением результатов выбора оптимальных решений вариантов по минимуму суммарных затрат на добычу и переработку полезного ископаемого, в результате повышается производительность горно-транспортного оборудования и снижается себестоимость добычи и переработки полезного ископаемого на 1,5%.

В результате опытно-промышленных работ уточнены параметры БВР для различных зон карьера, которые в совокупности с выполненной корректировкой карты категоричности пород по буримости, позволили районировать породы карьера по рекомендуемым параметрам БВР.

Широкий диапазон изменения горно-геологических свойств пород глубоких карьеров требует индивидуального подхода при взрывании горных пород с различными твердыми включениями, размещенными во вмещающих менее крепких породах. При взрыве горного массива с твердыми пропластками на узких рабочих уступах крупного глубокого карьера необходимо обеспечить их достаточную проработку и создание компактного, однородного по фракционному составу развала. Этого можно добиться при расположении заряда ВВ в местах залегания твердых включений или увеличении продолжительности действия взрыва. Оба эти направления объединяет разработанная технология скважинного заряда ВВ с воз-

душным промежутком и кумулятивной выемкой в нижней части заряда. В нижней части скважины, с целью поднятия заряда до уровня твердых включений, создается воздушный промежуток длиной 1÷2 м, а для проработки нижней части массива в нижней части скважины заряда ВВ делается кумулятивная выемка (патент РФ № 2400702 от 28.05.2009 г). Иницирование заряда ВВ производится на высоте 2/3–3/4 длины заряда. Воздушный промежуток, выполненный с кумулятивной выемкой, образует струю, которая создает ударную волну, направленную вниз и в стороны от скважины. В свою очередь волны напряжений от кумулятивного заряда, направленные вверх, производят вторичное дробление вышележащих пород. Направление энергии части заряда ВВ в нижнюю часть скважины увеличивает время воздействия взрыва на массив и создает две волны напряжений, воздействующих на весь массив.

Проведенными исследованиями на основе физического моделирования и опытно-промышленных взрывов установлено, что наиболее рациональным является расположение заряда ВВ на глубину от твердого включения: до 0,5 его мощности, при мощности пласта до 1,5 м; и на 1/3 его мощности при мощности пласта менее 1/4 уступа; непосредственно под пластом или частично в пласте при мощности пласта более 1/4 высоты уступа.

Разработан способ взрывания горных пород с различными твердыми включениями, в результате которого повышена эффективность дробления различных твердых включений за счет учета основных свойств вмещающих пород, включений и применяемых ВВ и достигается бурением к основным дополнительным скважинам внутри контура включений с размещением в них зарядов ВВ внутри включений (Патент РУз № I AP 03938 от 23.04.2009 г.). Выбор ВВ для заряжания дополнительных скважин осуществляют по величине скорости детонации ВВ, определяемой из соотношения:

$$D_{\partial} = D_0 \sqrt{2 \frac{S_p^{вкл}}{S_p^{вм}} - 2 \sqrt{\frac{S_p^{вкл}}{S_p^{вм}}} + 1}, \quad (14)$$

где D_{∂} – скорость детонации ВВ для заряжания дополнительных скважин, м/с;

D_0 – скорость детонации ВВ для заряжания основных скважин, м/с;

$S_p^{вкл}$ – предел прочности пород твердого включения на растяжение, Па;

$S_p^{вм}$ – предел прочности вмещающих пород на растяжение, Па.

Дополнительные скважины бурят глубиной

$$l_{\partial} = \frac{\sum_{i=1}^n l_{on_i}}{n} - (1,5...5,0) d_{скв_{\partial}}, \quad (15)$$

где l_{on_i} – отметка подошвы твердого включения по глубине основных скважин, между которыми расположена соответствующая дополнительная скважина, м;

n – число основных скважин, между которыми расположена соответствующая дополнительная скважина;

$d_{скв_{\partial}}$ – диаметр дополнительных скважин, м.

Недобуривание дополнительных скважин до подошвы включения на 1,5...5 диаметров скважин, так и их недозаряжание на это же расстояние до кровли включения исключает направленность действия взрыва в сторону вмещающих пород, имеющую меньшую сопротивляемость взрыванию.

Экспериментальные взрывы горных пород на карьере Мурунтау с твердыми включениями с применением разработанной технологии скважинного заряда ВВ с воздушным промежутком и кумулятивной выемкой в его нижней части и способа взрывания горных пород с различными твердыми включениями показали эффективность дробления массива с созданием компактного, однородного по фракционному составу развала при снижении удельного расхода ВВ на 7÷8%.

Определение параметров взрывных работ, обеспечивающих сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений от сейсмических воздействий взрыва. Известно, что при взрывном рыхлении горных пород возникают сейсмические волны большой интенсивности, которые влияют на сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений.

Общепринятым критерием оценки сейсмического действия взрыва является скорость смещения среды (U):

$$U = K[\sqrt[3]{Q} / R]^n, \quad (16)$$

где K – коэффициент грунтовых условий;

n – показатель степени затухания сейсмической волны, характеризуется зависимостью

$$n = 2 - \frac{\mu}{1 - \mu};$$

μ – коэффициент Пуассона.

Сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений будет обеспечена, если деформации массива бортов и в основании защищаемых сооружений, вызываемые действием взрывов, не выйдут за пределы горизонтальной составляющей скорости колебаний $U_{доп} \geq U_x$, зависимость которой от горизонтального расстояния от места взрыва (R) описывается равенством $U_x = 450 \cdot R^{-1.85}$, см/с, а оценкой допустимой скорости колебаний будет:

$$S_{доп} = r \cdot C_p \cdot U_{доп}, \quad (17)$$

где $\sigma_{\text{доп}}$ - напряжение, при котором образец пород карьера не разрушается при многократных динамических воздействиях, $\text{kgm/sm}^2 \text{ s}^2$;

ρ - средняя плотность горных пород;

C_p - среднее значение скорости смещения среды по горизонтальной составляющей на фронте продольной волны;

$U_{\text{доп}}$ - массовая скорость колебаний (смещений) массива, принимаемая в качестве допустимого критерия оценки воздействия сейсмозрывных волн на массив.

Задаваясь величинами расстояний от места взрыва до охраняемого объекта, можно определять сейсмобезопасные веса зарядов для мгновенных взрывов. При этом во избежание интерференции сейсмических волн необходимо, чтобы интервалы замедлений (t_3) превышали время существования положительной фазы сейсмической волны:

$$t_3 \geq K_t \cdot \lg R, c, \quad (18)$$

где: K_t - коэффициент, учитывающий крепость пород, $K_t=0.01 \dots 0.03$.

Рекомендован сейсмобезопасный для близлежащих охраняемых объектов способ взрывной отбойки горных пород без снижения эффекта породоразрушения. В качестве примера рассмотрим реализацию сейсмобезопасной технологии ведения БВР в карьере Мурунтау, где решалась задача предотвращения разрушения пяти объектов, расположенных на борту карьера на расстоянии 120 м; 750 м; 720 м; 480 м; 80 м от центра взрывного блока. Для этого выбран блок на гор.+375 м, подлежащий взрыванию, и составлен графически на ЭВМ про-

ект ведения БВР внутри зоны близлежащих объектов с выдачей расчетных характеристик сейсмических воздействий в различных направлениях от центра взрываемого блока. Взрываемому блоку придают вытянутую форму с зауженными концами, характеризуемую двумя параметрами – длиной и шириной. Учитывая, что взрываемый блок окружен несколькими охраняемыми объектами, то, соединяя центр взрываемого блока с охраняемым объектом, замеряют расстояние R_i ($i=1 \dots n$) до охраняемых объектов. Среди расстояний R_i выбирают кратчайшее. Блок вытянутой формы ориентируют длинной стороной по направлению до ближайшего охраняемого объекта R_{min} (рис. 1).

После того, как разбуриваемый блок ориентирован по направлению, ряды скважин в плане располагают под углом в диапазоне более 45° и менее 135° к линии кратчайшего расстояния до объекта. Коммутацию взрывной сети осуществляют так, чтобы она приводила к последовательному взрыванию зарядов в направлении от выбранного охраняемого объекта к центру взрываемого блока.

Размещение скважин в выбранном блоке по площадке, имеющей вытянутую форму, ориентированной в плане зауженными концевыми участками вдоль линии кратчайшего расстояния до выбранного охраняемого объекта, позволяет за счет оптимального выбора формы площадки, а также углов наклона рядов скважин от 45° до 135° добиться перераспределения выделяемой сейсмической энергии по ширине и длине взрывного поля.

Рассчитанные путем математического моделирования величины сейсмоздействия и выводы о сохранности объектов при трапециевидной и при ромбовидной формах взрывного блока с наклоном



Рис. 1. Ориентация площадки взрываемого блока относительно нескольких охраняемых объектов: $R_1=120$ м; $R_2=750$ м; $R_3=720$ м; $R_4=480$ м, $R_{\text{min}}=80$ м – расстояние от взрывного блока до охраняемых объектов

рядов скважин $\alpha=90^0$, $\alpha=120^0$ представлены в табл. 1.

Анализ полученных данных показывает, что при взрыве блока трапециевидной конфигурации сейсмоздействие выдерживает три охраняемых объекта, а два разрушаются, а при удлиненной ромбовидной конфигурации блока сейсмоздействие выдерживает вся группа охраняемых объектов.

Установлено, что способ взрывной отбойки, включающий бурение рядов скважин в блоке определенной конфигурации, их зарядание и короткозамедленное взрывание, при этом ряды скважин коммутируют в блоке, имеющем вытянутую в плане конфигурацию с зауженными противоположными концами под углом $45^0 \leq \alpha \leq 135^0$ к линии кратчайшего расстояния до одного из выбранных охраняемых объектов, обеспечивает снижение сейсмического воздействия на охраняемые объекты:

- в направлении начала взрывания рядов – в два раза;
- в направлениях слева и справа от длины взрывного поля в секторах 120^0 – в четыре раза.

Последовательное взрывание рядов скважин с замедлением от самой ближней скважины в направлении от охраняемого объекта приводит к перераспределению выделяемой сейсмической энергии таким образом, что максимальный поток сейсмической энергии направлен в противоположную от охраняемого объекта сторону. Этот факт установлен экспериментально. При уменьшении длины рядов во взрывном блоке скважин увеличивают количество рядов скважин для сохранения общей заданной массы взрывааемых ВВ и общего числа скважин, что приводит к снижению силы сейсмических воздействий и одновременно увеличению их длительности. Два названных фактора позволяют регулировать поток сейсмической энергии на охраняемую группу объектов таким образом, чтобы ударное воздействие на наиболее близко расположенный объект было минимальным, а на другие близлежащие объекты оно было бы практически безопасным.

Использование карьерного пространства для вскрытия рудных залежей за контуром карьера позволяет в полной мере реализовать преимущества комбинированного открыто-подземного способа. В то же время традиционный подход к проектированию и эксплуатации глубоких карьеров не

учитывает изменения способов вскрытия карьеров с учетом развития подземного рудника. В связи с этим выполнены исследования по определению безопасных параметров подкарьерного целика (полоточкины), разделяющего открытые и подземные горные работы. В расчетах принимается, что горные породы – упругоэластическая сплошная среда. Для обеспечения устойчивости массива подкарьерного целика, необходимо, чтобы сейсмическое действие взрыва не приводило к необратимым деформациям. Условие сохранения устойчивости пород записывается как:

$$U \leq U_0 \quad (19)$$

где U – скорость смещения горных пород, возбуждаемая взрывом, см/с;

U_0 – безопасная скорость смещения горных пород из условий их упругой деформации, см/с.

Скорость смещения горных пород U в зависимости от величины заряда, расстояния до защищаемого объекта и акустической жесткости пород может быть выражена формулой:

$$U = 7,5 \cdot 10^4 \sqrt{\frac{q}{C_p \cdot c \cdot \phi}} \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,5} \quad (20)$$

где q – ускорение силы тяжести, m/s^2 ;

$C_p \cdot c$ – акустическая жесткость пород, $m/s \cdot kg/m^3$;

Q – вес одновременно взрывааемого заряда, kg ;

P – плотность породы, kg/m^3 ;

t – период сейсмических колебаний, s ;

R – расстояние до защищаемого объекта, m .

Период сейсмических колебаний τ в зависимости от расстояния и веса заряда ВВ для сейсмических волн составляет:

$$\phi = 0,004 \sqrt{R} \cdot \sqrt[5]{Q} \quad (21)$$

Тогда из (20, 21) получаем:

$$U = \frac{3,72 \cdot 10^6 \cdot Q^{0,4}}{R^{1,75} \cdot \sqrt{C_p \cdot c}} \quad (22)$$

Безопасная скорость смещения горных пород может быть определена из общих условий их деформации. Если в процессе деформации объема V_0 до объема V_1 удельная энергия объема V_0 увеличится на некоторую конечную и вполне опреде-

Таблица 1

Результаты математического моделирования сейсмического воздействия на охраняемые объекты карьера

Конфигурация взрывного блока	Величина сейсмического воздействия					Степень устойчивости объекта				
	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄	R _{min}	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄	R _{min}
Трапециевидная	37,1	21,8	20,7	29,2	37,8	–	+	+	+	–
Ромбовидная ($\alpha=90^0$)	20,5	12,9	16,1	18,9	26,4	+	+	+	+	+
Ромбовидная ($\alpha=120^0$)	18,3	10,5	14,2	16,4	24,1	+	+	+	+	+

ленную для данной среды величину F , то это создает необходимые и достаточные условия для производства разрушения. Тогда общее уравнение энергетических условий, определяющих возможное разрушение среды, может быть представлено как:

$$\frac{W_1}{V_1} - \frac{W_0}{V_0} \geq F, \quad (23)$$

где W_0 и W_1 – энергия среды до и после разрушения, kgm ;

V_0 и V_1 – объем среды до и после разрушения, m^3 .

Разрушающее напряжение может быть определено как:

$$y_p = -\frac{3}{8} \cdot K \left[\left(\frac{V_0}{V_1} \right)^{4/3} - \left(\frac{V_0}{V_1} \right)^4 \right], \quad (24)$$

K – коэффициент, зависящий от свойств массива.

Напряжение на элементарной поверхности внутри твердого тела действует как по нормали, так и по касательной к ней. На тело, отнесенное к трем перпендикулярным осям Q_x, Q_y, Q_z , действуют, по крайней мере, три компонента напряжений, S_1, S_2, S_3 , обуславливающие еще 6 компонентов $S_{xy}, S_{yz}, S_{xz}, S_{yx}$ и т.д. Действием именно этих компонент напряжений вызываются деформации объема V_0 до V_1 при изменении его с r_0 до r_1 .

Рассматривая изменение объема среды под действием указанных напряжений как:

$$V_1 = V_0 \cdot \left[1 + \frac{1-2m}{E} \cdot (y_1 + y_2 + y_3) \right], \quad (25)$$

разрушающее напряжение при различных условиях напряжения среды может быть выражено следующим образом:

$$y_p = -\frac{3}{8} \cdot KE^{4/3} \cdot \frac{\{E + (1-2m) \cdot (y_1 + y_2 + y_3)\}^{8/3} - E^{8/3}}{[E + (1-2m) \cdot (y_1 + y_2 + y_3)]^4}, \quad (26)$$

где E – динамический модуль упругости;

S_1, S_2, S_3 – суммарный тензор напряжений.

Учитывая, что $\frac{y_1 + y_2 + y_3}{E}$ в целом определяет

относительную объемную деформацию (e) среды под действием суммарного тензора напряжений (S_1, S_2, S_3), получаем:

$$y_p = -\frac{3}{8} \cdot K \cdot \frac{\{[1 + (1-2m) \cdot e]^{8/3} - 1\}}{[1 + (1-2m) \cdot e]^4}, \quad (27)$$

где отрицательные значения S_p соответствуют напряжениям сжатия, так как деформации в этом случае положительны, положительные же значения S_p соответствуют напряжениям растяжения, так как деформации здесь отрицательные.

Использование зависимости (27) имеет важное значение для практики, так как, помимо общих качественных зависимостей в определении параметров процесса разрушения, учитывается действующее напряжений S_p , связанное с известной зависимостью из теории упругости вида:

$$y = \frac{U \cdot C_p \cdot c}{q}, \quad (28)$$

что дает возможность к установлению безопасной скорости смещения горных пород U_o :

$$U_o = \frac{3 \cdot K_q \cdot \{[1 + (1-2m) \cdot e_o]^{8/3} - 1\}}{8 \cdot C_p \cdot r \cdot [1 + (1-2m) \cdot e_o]^4}, \quad (29)$$

Если учесть, что модуль объемного сжатия K_q может быть выражен как:

$$K_q = \frac{c}{q} \cdot \left(C_p^2 - \frac{4}{3} \cdot C_s^2 \right) \quad (30)$$

и в то же время:

$$C_s = C_p \sqrt{\frac{1-2m}{2 \cdot (1-m)}}, \quad (31)$$

то из (29-31) получаем:

$$U_o = \frac{12,5 \cdot C_p \cdot \{[1 + (1-2m) \cdot e_o]^{8/3} - 1\} \cdot (1+m)}{[1 + (1-2m) \cdot e_o]^4 \cdot (1-m)}, \quad (32)$$

где C_p – скорость распространения продольных волн, m/s , $C_p=4000 \text{ cm/s}$;

m – коэффициент Пуассона, $m=0,25-0,30$;

e_o – допустимая относительная деформация горных пород в пределах упругости, для условий горизонтов шахты +128 м, +78 м и ± 0 значение e_o принимается в пределах 0,0003-0,0004;

U_o – безопасная скорость смещения горных пород, cm/s .

С учетом зависимостей (19), (22) и (32) получаем уравнение для определения необходимой толщины охранного целика над выработками подземного рудника при различных значениях массы заряда ВВ (Q) на одно замедление:

$$R = \frac{1380 \cdot Q^{0,228} \cdot [1 + (1-2m) \cdot e_o]^{2,28}}{C_p^{0,856} \cdot r^{0,286} \cdot \{[1 + (1-2m) \cdot e_o]^{8/3} - 1\}^{0,57}} \cdot \left(\frac{1-m}{1+m} \right)^{0,57} \quad (33)$$

Результаты расчета толщины потолочины (охраняемого целика) определяются с учетом сейсмозрывного воздействия массовых взрывов, ведущихся в карьере, исходя из массы заряда ВВ на одно замедление и составляют для условий карьера Мурунтау 50 м (рис. 2).

Выполнены исследования по сейсмическому воздействию массовых взрывов по установлению критически допустимых деформаций и скоростей смещений для поверхностных инженерных сооружений и подземных горных выработок. Рекомендовано допустимую относительную деформацию горных пород в пределах упругости устанавливать в соответ-

вии с классификацией защищаемых сооружений по их ответственности и сроку эксплуатации.

Разработка комплексной системы безопасности при производстве и применении взрывчатых веществ в глубоких карьерах. Известно, что основные технологические и эксплуатационные свойства ЭВВ зависят от правильного выбора состава окислителя, эмульгатора, способа получения эмульсии, природы сенсibiliзирующей добавки и оборудования для изготовления ЭВВ.

Установлено, что состав ЭВВ, обладая рядом преимуществ перед другими типами промышленных ВВ, имеет ряд особенностей: существует набор критических параметров внешних воздействий, при превышении которых происходит возникновение начального очага (взрыва); разложение ЭВВ идет на молекулярном уровне и для этого не нужны дополнительные реагенты; ЭВВ присущи высокая концентрация и скорость выделения энергии, что, как правило, заканчивается взрывным эффектом, воздействующим на окружающую среду (аппараты, здания и сооружения, персонал). Поэтому производство и применение ЭВВ требует строгой регламентации по условиям безопасности.

Рассчитан уровень среднего технического (теоретического) риска для завода по производству ЭВВ, как сумма критериев вероятности (частоты) возникновения (В) и тяжести последствий нежелательных событий (Р) по наиболее серьезным событиям. Уровень риска составил:

$$\frac{\sum(B_n + P_n)}{n} = 6,5 \text{ баллов} \quad (34)$$

По результатам проведенной оценки можно сделать вывод, что общий уровень риска при эксплуатации завода по производству ЭВВ в нынешних условиях является приемлемым, как для опасного промышленного объекта, при соблюдении технических и организационных мероприятий (система безопасности), направленных на его снижение. При этом источником неопределенности оценки риска является человеческий фактор и неисправность оборудования. На основе исследований и анализа уровня риска завода с целью безусловного обеспечения безопасного производства эмульсионных ВВ на заводе разработана комплексная система безопасности эксплуатации завода ЭВВ (рис. 3).

В дополнение к существующей на заводе ЭВВ активной (инструментальной) системе безопасности с целью продолжения безопасной и стабильной эксплуатации технологического оборудования рекомендовано включить в программу модернизации следующие элементы: дублирующая кнопка аварийной остановки производства в операторской; звуковой сигнал (сирена и маяки) эвакуации персонала при срабатывании кнопок аварийной остановки производства; снижение максимальной температурной установки на миксерах и насосах со 150 °С до 140 °С; дополнительная установка системы защиты на ста-

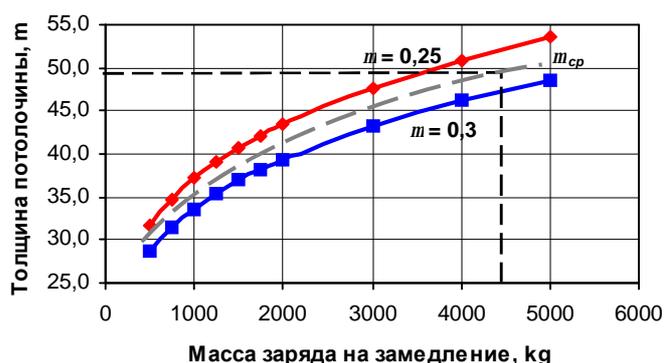


Рис. 2. Изменение толщины потолочины от уровня сейсмозрывного воздействия для условий карьера Мурунтау

торы насосов фирмы Netzsch; в дополнение к системе пожарной сигнализации установить в помещениях приготовления окислительного и масляного растворов, упаковки, пакетирования и растаривающего комплекса датчики «Извещатели пламени» типа АМЕРИСТ ИП 329-5 01, срабатывающие на появление открытого огня с выводом сигнала от датчиков на звуковой сигнал (сирена и маяки) эвакуации персонала.

Разработанная комплексная система безопасности эксплуатации завода ЭВВ позволила обеспечить безопасное производство ЭВВ на заводе и соответственно снизить существующий уровень риска завода с 6,9 балла до 4,0 баллов.

Ввиду того, что параметры формулы для расчета дальности разлета кусков породы при взрывании скважинных зарядов на открытых работах, приведенной в действующих «Единых правилах безопасности при взрывных работах» 1992 г. выпуска, являются величинами относительными и безразмерными, проведено обоснование прогнозной оценки ведения взрывных работ вблизи горного оборудования и инженерных коммуникаций в условиях глубоких карьеров в части поражающего действия кусков взорванной породы:

$$R_0 = R_{\text{РАЗЛ}} K_{\text{ЗАБ}} + \Delta R, \quad (35)$$

где R_0 - максимальная дальность разлета кусков породы;

$R_{\text{РАЗЛ}}$ - прогнозная оценка максимальной дальности разлета кусков породы;

$K_{\text{ЗАБ}}$ - коэффициент влияния величины забойки на дальность разлета кусков породы, $K_{\text{ЗАБ}} = 1 / (0,8 + 0,002 \bar{L}_{\text{ЗАБ}}^{1,8})$;

$\bar{L}_{\text{ЗАБ}}^{1,8}$ - длина забойки, выраженная в диаметрах скважинного заряда,

ΔR - ветровой снос кусков взорванной массы в подветренную сторону,

$$\Delta R = 5 V; V - \text{скорость ветра, м/с.}$$

Сравнительной расчет максимальной дальности разлета кусков взорванной породы показывает, что

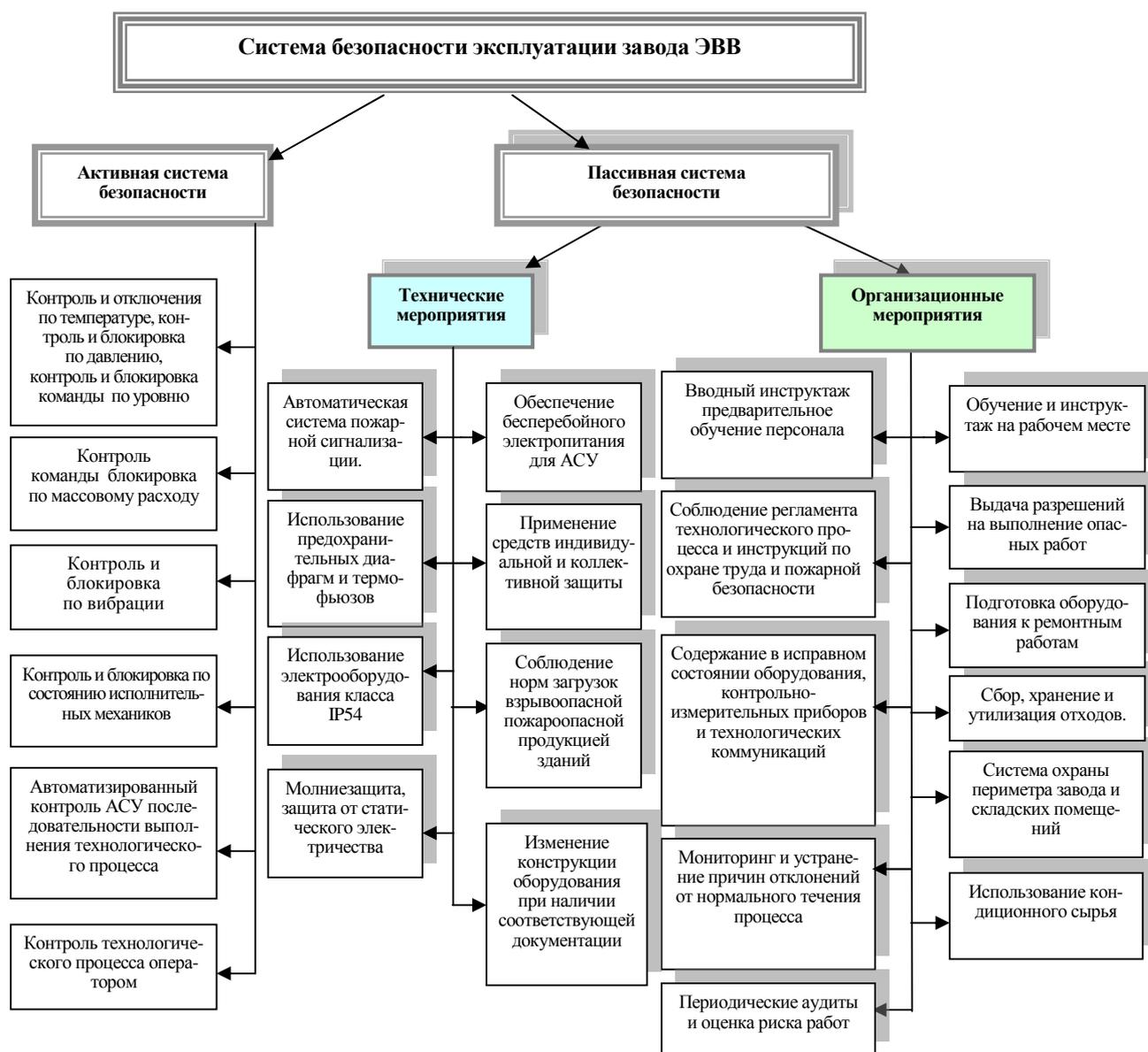


Рис. 3. Рекомендуемая комплексная система безопасности эксплуатации завода ЭВВ

дальность разлета кусков породы по разработанной методике с учетом применения забойки и ветрового сноса ниже соответственно на 71,5 и 46,5 м. Изменение порядка проведения массовых взрывов в глубоком карьере Мурунтау позволило повысить эффективность и безопасность взрывных работ, снизить простои горнотранспортной техники и годовые затраты на взрывные работы на 105 тыс. \$ США.

Разработана стратегия эффективного развития взрывных работ для горных предприятий, направленная на повышение уровня безопасности ведения работ, технологии производства ВВ и зарядании скважин, техники буровых работ, качества выполнения взрывов в глубоких карьерах.

Таким образом, на основе выполненных исследо-

ваний осуществлено теоретическое обобщение и решение крупной научной проблемы установления закономерностей взрывного разрушения и обоснования рациональных параметров БВР, соответствующих разрушаемым горным породам в глубоких карьерах, имеющей важное народнохозяйственное значение и обеспечивающей снижение затрат на взрывные работы, повышение их эффективности за счет применения ЭВВ с регулируемой энергией с использованием дешевых компонентов, производимых в Республике Узбекистан, минимизацию сейсмического воздействия взрывных работ на прибортовые массивы и инженерные сооружения, улучшение качества дробления и полноты извлечения полезных ископаемых из недр.

РАЗРАБОТКА СЕЙСМОБЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ БВР ПРИ ДЕМОНТАЖЕ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ ЦПТ

Шеметов П.А., советник генерального директора НГМК по стратегическому развитию и инновационным технологиям, докт. техн. наук; **Бибик И.П.**, зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

При разное южного борта карьера Мурунтау участок циклично-поточной технологии (ЦПТ), в который входят две дробильно-перегрузочных установки (ДПУ) и модульный крутонаклонный перегружатель (МДПК) с дробилками, выведены из эксплуатации и демонтируются. Основания демонтируемых ДПУ и МДПК с подпорными стенками сносятся взрыванием с циклическим послойным удалением горной породы и разрушенного железобетона. С целью определения основных параметров, необходимых при составлении проектов буровзрывных работ по разрушению каждого конкретного фундамента или железобетонной конструкции подлежащего ликвидации участка ЦПТ, разработана методика по определению сейсмобезопасных параметров БВР.

Разрушение железобетонных фундаментов ДПУ производится скважинными зарядами, подпорных стенок шпуровыми зарядами (табл. 1, рис. 1-3). Для заряжания шпуров применяются патронированные ЭВВ типа Nobelit-216Z, скважинных зарядов ЭВВ типа Нобелан. Взрывание шпуровых и скважинных зарядов производится с применением:

1. Неэлектрических систем инициирования СИНВ-Ш, СИНВ-П. Передача инициирующего импульса происходит по ударно-волновой трубке (УВТ), вмонтированной в детонатор неэлектрической системы. Детонаторы с замедлением имеют ступени замедления с интервалом в 25 ms (от 0 ms до 10000 ms).

2. Детонирующего шнура (ДШ) марок ДШЭ-12 или ДШВ, ДША.

3. Комбинированной схемы – шпуровые заряды инициируются при помощи устройств СИНВ-Ш, поверхностная сеть монтируется детонирующим шнуром.

Инициирование взрывной сети выполняется от взрывного аппарата аппаратуры радиуправления взрывом “Друза-М” или от взрывного прибора ПВЗ

1700 и производится электродетонаторами (ЭД-8Ж).

Для короткозамедленного взрывания зарядов ВВ используются поверхностные замедлители неэлектрических систем инициирования (НСИ), а также реле детонационные двухстороннего действия РП-Н с номиналами замедления 20, 35, 50 ms. Для уменьшения сейсмического действия взрыва, при проектировании и проведении взрывов предусмотрены следующие меры:

- размещение шпуров и соответственно зарядов ВВ ниже уровня почвы уступа;
- устройство траншей прерывающих прохождении сейсмической волны в горизонтальном направлении;
- применение взрывания с компенсационными шпурами, способствующими частичному погашению сейсмического действия взрыва;
- рассредоточение заряда по длине шпура или скважины.

Диаметр шпуров принимается 43 mm. Основной конструкцией заряда в шпуре является сплошной заряд. Для более равномерного распределения ВВ по длине шпура допускается рассредоточение заряда промежутками, заполненными инертным материалом (фальш-патронами). При рассредоточенном заряде инициирование шпурового заряда допускается только при помощи детонирующего шнура. Нить детонирующего шнура должна проходить по шпуру (от дна до устья) и иметь плотный контакт с каждой из рассредоточенных частей

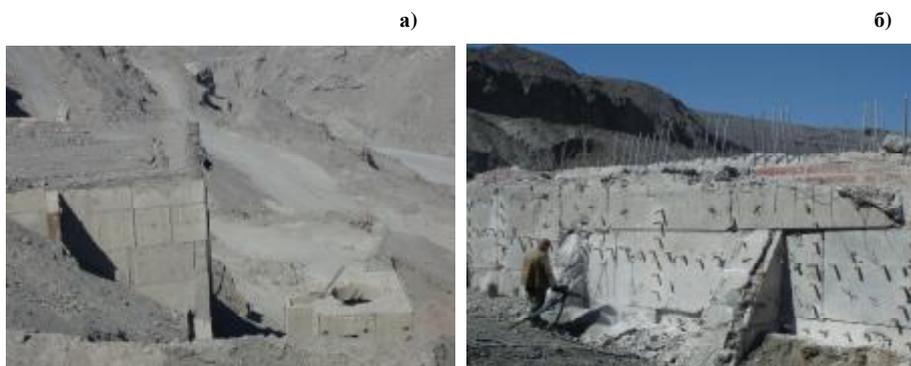


Рис. 1. Подпорная бетонная стенка стационарного ДПУ после демонтажа оборудования (а), бурение шпуров с последующим взрыванием подпорной стенки и циклическим послойным удалением горной породы и разрушенного бетона (б)

заряда. При сплошном заряде патрон-боевик размещается в донной части заряда (обратное инициирование). Длина забоечного пространства или забойки должна быть не менее 0,25 м. В качестве забоечного материала используется буровой шлам. В зависимости от конкретных для каждого разрушаемого участка условий разрушение фундамента подпорных стенок производится: на всю высоту (ширину), послойно или посредством разделения на транспортные части. При разрушении фундамента подпорных стенок на всю его высоту (при вертикальных шпурах) или на всю ширину (при горизонтальных шпурах) глубина шпуров принимается меньше высоты или, соответственно, ширины на 4÷5 диаметров заряда. Для послойного разрушения фундамента подпорных стенок глубина вертикальных шпуров должна быть равна толщине каждого слоя, за исключением последнего, в котором глубина шпура принимается меньше толщины снимаемого слоя на 4÷5 диаметров заряда. При дроблении фундамента подпорных стенок горизонтальными шпурами расстояние между основанием фундамента и нижним рядом шпуров должно составлять 0,2÷0,4 м. При этом величина заряда в шпуре для дробления фундамента определяется по формуле:

$$Q = KW\sqrt{W}, \text{ kg}, \quad (1)$$

где K – расчетный удельный расход ВВ, kg/m^3 ;

W – расстояние от оси шпура до края фундамента, м.

При $W > 1$ м величину заряда Q_{ϕ} определяют по формуле:

$$Q = KW^3, \quad (2)$$

при условии, что $K=0,3\div0,5 \text{ kg}/\text{m}^3$ при дроблении бетона без арматуры и $K=0,6\div0,7 \text{ kg}/\text{m}^3$ при дроблении железобетона.

Величина W принимается в пределах $(0,5\div0,7) L_{\text{шп}}$, где $L_{\text{шп}}$ – глубина шпура. Базовый удельный расход ВВ в $\text{kg}/1000 \text{ m}^3$ фундамента представлен в табл. 1. Для каждого конкретного фундамента или железобетонной конструкции подлежащего ликвидации участка ЦПТ определены расчетные параметры взрывания зарядов при дроблении фундамента и образовании сквозного подбоя.

До начала буровых работ выявляются имеющиеся в железобетонных стенах и колоннах пустоты и металлические конструкции (связи). При расчете и размещении зарядов на объекте они должны быть учтены, так как металлические связи препятствуют разрушению конструкции взрывом, а пустоты могут изменить величину и направление ЛНС зарядов. Шпуры бурятся по квадратной сетке или в шахматном порядке. С целью снижения объемов буровых работ может применяться способ разделения фундамента на транспортные части (удобные для погрузки в технологический транспорт карьера) методом сквозного подбоя. По предполагаемому габаритным размерам частей, на которые необходимо разделить фундамент, бурятся строчки шпуров, расстояние между шпурами в строчке принимается 0,20÷0,25 м. В этом случае W принимается 0,20÷0,25 м и заряд в шпуре рассредоточивается. Расстояние между центрами зарядов, расположенных в одном шпуре, принимается не

Таблица 1

Базовый расход ВВ в $\text{kg}/1000 \text{ m}^3$ фундамента

Материал	Расчетный уд. расход ВВ, kg/m^3	Толщина, м				
		1	1,5	2	2,5	3
Бетон	0,3	367	489	450	507	489
	0,35	400	533	483	560	534
	0,4	467	622	584	600	623
	0,45	533	689	667	667	700
	0,5	600	733	750	747	767
Железобетон	0,6	633	756	800	774	800
	0,7	700	800	867	827	867

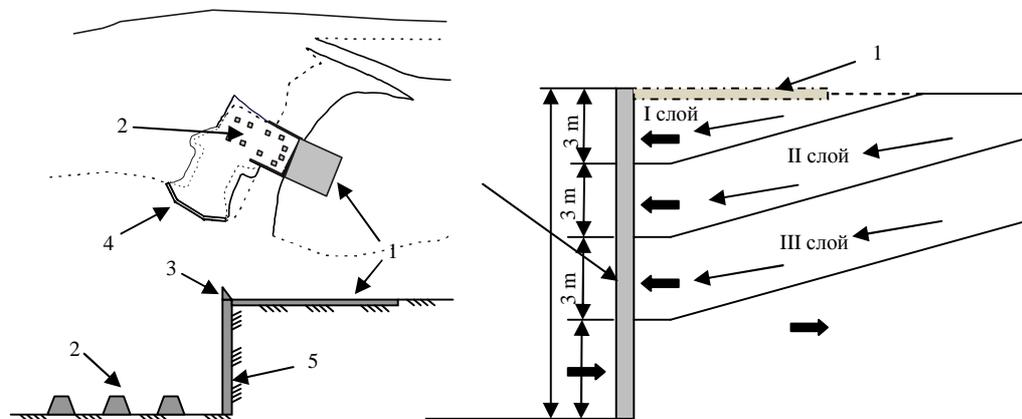


Рис. 2. Порядок организации работ по разрушению железобетонных фундаментов комплекса МДПК

меньше величины – расстояния между шпурами. Промежутки между зарядами и верхняя, свободная от заряда часть шпура, должны заполняться забоечным материалом.

Допускается производить обрушение фундаментов (подпорных стенок) на их основание способом



Рис. 3. Обуривание железобетонной конструкции стационарного ДПУ после демонтажа оборудования буровым станком СБШ-250-МН

сквозного подбоя по всему периметру стен и других несущих элементов (колонн, внутренних капитальных стен и т.п.), в результате чего объект, лишенный опоры, падая на свое основание, разрушается. Высота сквозного подбоя должна быть не менее половины толщины стены, что достигается взрыванием двух, в отдельных случаях трех, рядов зарядов, располагаемых в шахматном порядке. Шпуров для размещения заряда бурят на глубину не более $2/3$ толщины стены. В колоннах и простенках, где по ширине необходимо поместить только несколько зарядов, шпуров бурят по прямоугольной сетке. В углах стен один над другим бурят угловые шпуров, направленные по биссектрисе угла. Глубина шпура по биссектрисе принимается равной не более $2/3$ толщины стены.

Масса заряда Q при взрывании стен, колонн и т.п. определяется по формулам (1) и (2). При этом расчетный удельный расход ВВ принимается для бетона $K=0,5-0,6 \text{ kg/m}^3$ и для железобетона $K=0,6-0,7 \text{ kg/m}^3$, линию наименьшего сопротивления W равной половине толщины стены.

Заряд следует размещать так, чтобы центр его совпадал с серединой стены. Длина заряда должна составлять не более $1/3$ толщины стены (половина длины шпура). Свободную от заряда часть шпура заполняют забоечным материалом. Расстояние между шпурами в ряду должно составлять $(0,9 \div 1,3) W$, а между рядами шпуров $(1,3 \div 1,5) W$.

При толщине кладки $0,5 \text{ m}$ для образования подбоя применяется один ряд зарядов, при толщине кладки от $0,5$ до 2 m шпуров располагают в два ряда по высоте. В зависимости от окружающей обстановки взрывание фундаментов производят либо мгновенным взрыванием зарядов, либо мгновенным взрыванием зарядов в сочетании с короткозамедленным или замедленным взрыванием за один прием или в несколько приемов (частями). Для монтажа взрывной сети используется ДШ, поверхностные детонаторы неэлектрических систем иницирования или их комбинация.

При использовании неэлектрической системы иницирования ударно-волновая трубка (УВТ) первого замедлителя по схеме может быть иницирована детонатором (электрическим, неэлектрическим поверхностным) или детонирующим шнуром. Длины УВТ скважинных или поверхностных детонаторов одного номинала замедления не должны отличаться больше чем на 2 m . Подпорная железобетонная стенка стационарного ДПУ после демонтажа оборудования представлена на рис. 1, а бурение шпуров для последующего взрывания подпорной стенки на рис. 1, б. Порядок организации работ по разрушению железобетонных фундаментов комплекса МДПК представлен на (рис. 2) и состоит из этапов:

Этап 1. Очистка от горной массы, подготовка к бурению и производство обуривания и взрывания

железобетонных фундаментов приемного бункера, питателя, ДШЗ (2), разгрузочной площадки (1) и отбойника (3).

Этап 2. Для создания площадки для бурения восточной стороны стенки разгрузочной площадки (5) фронтальным погрузчиком снимается слой горной массы на глубину 2,5÷3 м. Открытая поверхность обуривается двумя рядами по горизонтали и вертикальными рядами с интервалом 1÷1,5 м. После чего производится зарядание и взрывание.

Этап 3 и 4. Снимается соответственно II и III слои, далее аналогично этапу 2.

Этап 5. С открытой стороны с подошвы обуривается и взрывается нижняя часть подпорной стенки разгрузочной площадки.

Этап 6. В виду того, что высота подпорной стенки крутонаклонного конвейера составляет 6 метров, ее обуривание осуществляется в два прие-

ма. Сначала отсыпается из горной массы рабочая площадка, с которой производится обуривание верхней части подпорной стенки. После этого горная масса убирается и обуривается нижняя часть. Взрывание подпорной стенки проводится сразу на всю высоту.

На рис. 3. представлено обуривание железобетонной конструкции стационарного ДПУ буровым станком СБШ-250-МН.

Таким образом, определены основные параметры, необходимые при составлении проектов буровзрывных работ по разрушению каждого конкретного фундамента или железобетонной конструкции подлежащего ликвидации участка ЦПТ, определены сейсмобезопасные параметры БВР при разрушении железобетонных фундаментов ДПУ скважинными зарядами и подпорных стенок шпуровыми зарядами.

УДК 550.8

© Рахимов В.Р., Чунихин С.Г. 2011 г.

ПОВЫШЕНИЕ ДОСТОВЕРНОСТИ, ПОЛНОТЫ, КОМПЛЕКСНОСТИ И ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗАПАСОВ НЕДР АЛМАЛЫКА

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; Чунихин С.Г., старший научный сотрудник ТашГТУ, канд. геол.-мин наук

Начало отработки недр Алмалыка (Алмалыкского рудного района и, в первую очередь, основной его части - Алмалыкского рудного поля) уходит в глубь веков, о чем свидетельствуют многочисленные древние горные выработки на месторождениях Кальмакыр, Актурпак, Гольдуран и др. Наиболее древние из них, по данным археологов, относятся ко второму веку новой эры, т.е. к периоду вхождения анализируемой территории в Кушанское царство. Однако основная их часть относится к периоду, последовавшему за завоеванием Средней Азии арабами, т.е. к VIII - XI векам. Глубина отдельных горных выработок в районе достигает 110 м, а их объем измеряется тысячами кубических метров [1]. Начиная с конца XI века, горный промысел в районе приходит в упадок и в XII веке полностью прекращает существование.

Возобновлен он был лишь в 1951 г. в связи с началом вскрышных работ на Кургашиканском карьере нынешним Алмалыкским горно-металлургическим комбинатом. Работниками Алмалыкского ГМК Кургашиканский карьер постепенно был превращен в крупное высокомеханизи-

рованное горное предприятие, поставлявшее на Алмалыкскую свинцово-цинковую обогатительную фабрику, в отдельные годы, до двух и более миллионов тонн руды. Оработка месторождения Кургашиканским карьером продолжалась до 1982 г. и была прекращена в связи с обрушением северного борта карьера. За весь срок отработки месторождения на переработку на Алмалыкскую СОФ были отправлены десятки миллионов тонн свинцово-цинковой руды. При этом отработка участков Кулькормес и Приконтактная залежь не была завершена.

В 1954 г. начались вскрышные работы на расположенном рядом (всего в нескольких сотнях метров от Кургашиканского карьера) еще более крупном Кальмакырском карьере, интенсивно обрабатываемым до настоящего времени участок - гигант Кальмакыр - золото-цветно-редкометального (по официальной версии медно-порфирового) уникального по запасам руды и металла в мировом масштабе, месторождения Алмалык. Согласно [2] проектная мощность карьера, рекомендованная генеральным проектировщиком,

институтом Гипроцветмет, должна была достигнуть величины 45 млн. м³ в год. Однако максимальный объем отгруженной на карьере горной массы, достигнутый в 1989 г., составил всего лишь 23,6 млн. м³ в год.

Основными причинами недостижения проектной производственной мощности Кальмакырским карьером являются принятая на карьере отсталая цикличная технология отработки месторождения с применением железнодорожного транспорта, а также то обстоятельство, что зачастую рудник Кальмакыр способен выполнить годовую план поставки металла в руде на Алмалыкскую меднообогатительную фабрику при выполнении объемов отгрузки горной массы с карьера - меньше проектной ее величины. Однако практически постоянное неуклонное снижение среднего содержания металла в руде, поставляемой с Кальмакырского карьера на Алмалыкскую меднообогатительную фабрику, из года в год при постоянном или медленно растущем объеме добычи и переработки руды на фабрике (как показывает практика последних двух-трех десятилетий) неизбежно ведет к снижению объема и ценности производимой на Алмалыкском ГКМ продукции, а, следовательно, и к снижению экономической эффективности его работы. В этой ситуации поиск важнейших резервов повышения полноты и комплексности использования недр, а также повышения на этой основе экономической эффективности горно-перерабатывающего производства, при соблюдении экологических норм, или даже при их улучшении особенно актуален.

При этом необходимо учитывать следующие основные особенности Алмалыка:

1. Рассматриваемый рудный район по площади составляет примерно 850-1500 км², в зависимости от того включается ли в него все левобережье и часть правобережья р. Ахангаран аналогичного по геологическому строению с левобережьем, т.е. 0,2-0,35% от всей территории Узбекистана. Данный район поставляет очень значительную часть из производимой в стране продукции горно-перерабатывающего производства: золота - первые десятки процентов; меди, цинка и молибдена - более 90 процентов и значительное количество других цветных, редких и рассеянных элементов: кадмия, селена, теллура, индия, рения и пр., а также (если включать Ангренинский угольный бассейн в состав Алмалыкского рудного района) бурого угля и каолина.

2. Данный район находится в чрезвычайно благоприятном экономико-географическом положении. Он ограничивает с востока Ташкентский оазис с населением около 5 млн. человек (включая г. Ташкент), благодаря чему обеспечен в высокой степени трудовыми ресурсами и сельхозпродуктами. Климат его благоприятен для проживания на-

селения.

Удаленность от крупнейшего административного, промышленного, научного, медицинского и культурного центра, а также крупнейшего транспортного (авиа-, железнодорожного и автомобильного) узла Узбекистана и всего Центрально-Азиатского региона - г. Ташкента, с населением около 3 млн. человек, составляет всего лишь 50-100 км, что значительно улучшает условия проживания в районе (в Ташкенте можно лечиться, учиться, работать и пр.) и создает высокую обеспеченность района грамотными достаточно квалифицированными трудовыми кадрами.

Наиболее продуктивная по выявленным запасам полезных ископаемых часть района - Алмалыкское рудное поле (примерно 50 км², т.е. около пяти или чуть более процентов от всей территории рудного района) находится непосредственно на южной окраине г. Алмалыка, население которого составляет более 100 тысяч человек, главным промышленным предприятием которого является Алмалыкский горно-металлургический комбинат, с численностью персонала более 20 тысяч человек, имеющий в своем составе один из крупнейших в цветной металлургии на постсоветском пространстве горнообогатительный рудный комплекс, крупные медный и цинковый металлургические заводы, а также золото-аффинажный и редкометалльные цеха.

Всего в 10 км (в объезд, а напрямую в 3 раза менее) от г. Алмалыка находится г. Ахангара, с населением около пятидесяти тысяч человек, в котором имеются крупные цементный и шиферный заводы, а также зерноэлеватор и мукомольное производство. В 45 км от г. Алмалыка находится г. Ангрэн с населением более 100 тыс. человек - центр добычи бурого энергетического угля Ангрениским разрезом с попутной добычей каолина. Кроме того, в г. Ангрэне имеется крупное резинотехническое производство.

Район обеспечен электроэнергией (от Новоангрениской ГРЭС), пресной водой для питьевых и промышленных нужд (из галечников и водостока р. Ахангаран) и стройматериалами (кроме леса).

В районе имеется высокоразвитая промышленная инфраструктура, ко многим выявленным месторождениям имеются подъездные автомобильные дороги, а к наиболее значимым из них - и железнодорожные пути.

3. Большинство выявленных рудных залежей в районе находится на относительно небольшой глубине, что, учитывая сухой климат района летом и осенью, а также довольно теплый зимой и тем более весной, позволяет отрабатывать запасы руд экономичным открытым способом.

4. Естественным продолжением участка-гиганта Кальмакыр на левобережье Алмалыкская

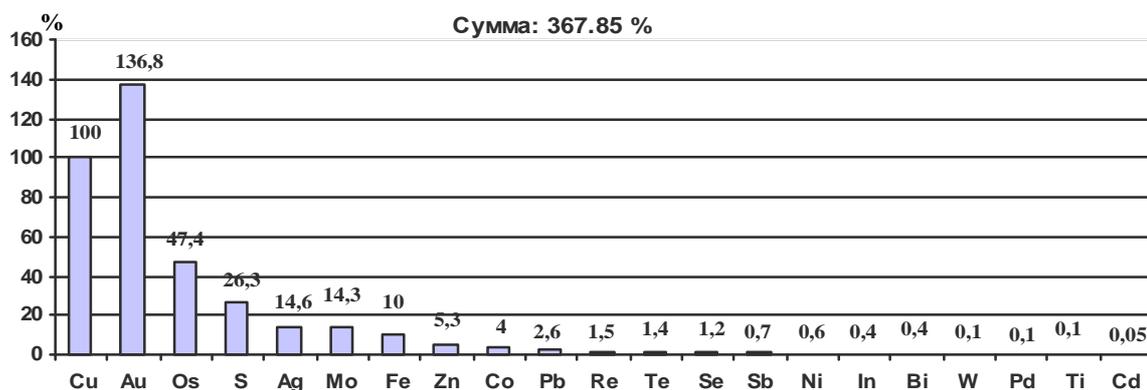


Рис. 1. Соотношение ценностей основного и попутных полезных компонентов месторождения Кальмакыр в балансовой руде, в % к меди (ценность меди принята за 100%)

является аналогичный ему по типу и, практически равный ему по величине, участок Дальний. Хотя его запасы утверждены в 1983 г., до настоящего времени он не разрабатывается. С нашей точки зрения Кальмакыр и Дальнее являются супергигантскими участками единого месторождения, которое следует называть его первоначальным именем Алмалык, фигурировавшим в 1930-1950 гг. наряду с названием Кальмакыр.

Другим разрабатываемым месторождением этого же типа в Алмалыкском рудном районе, на границе Центрального и Восточного его тектонических блоков, является месторождение Сарычеку, расположенное в Саукбулакском рудном поле, на восточном крыле Мисканского разлома, в 12 км к ЮВ от Кальмакыра. Размер Сарычеку примерно в 10 раз меньше Кальмакыра. Руды Сарычеку, обрабатываемые открытым способом, перерабатываются на переоборудованной для этой цели Алмалыкской СОФ. Кроме того, между Кальмакыром и Сарычеку, ближе к последнему, по обе стороны Мисканского разлома, расположено месторождение аналогичного типа - Кызата, в несколько раз меньшее, чем Сарычеку. Месторождение Кызата находится на большей глубине, чем Кальмакыр и Сарычеку, и потому его предполагается обрабатывать подземным способом.

Дополнительно к сказанному в районе, в Алмалыкском рудном поле, на северном фланге Кургашинокана, имеется перспективная площадь, получившая название рудопроявление Северный Кургашинокан, сопоставимая, по размеру выявленных на ней дополнительных ресурсов, с запасами месторождения Кургашинокан.

Кроме того, в Алмалыкском рудном поле имеются также мелкие золоторудные месторождения: Сартабуткан (на ЮВ фланге месторождения Кургашинокан), практически полностью отработано Кургашиноканским карьером и старателями (подземным способом) и Актурпак, на котором ведутся

разведочно-эксплуатационные работы подземным способом.

В Центральном тектоническом блоке, помимо указанных выше месторождений Сарычеку и Кызата, выявлено также свинцово-цинковое месторождение Кульчулак, среднее по величине, расположенное на глубине несколько сот метров от поверхности, в связи с чем его предполагается обрабатывать подземным способом. В центральной части данного тектонического блока разведано и обрабатывается подземным способом золоторудное месторождение Каульды, среднего размера, состоящее из нескольких разобщенных между собой участков: Центральный, Южный-1, Южный-2 и др. Участок Южный-2 и месторождение Кульчулак настолько сближены, что их рудные тела частично переплетаются между собой.

В Южном тектоническом блоке имеется мелкое месторождение золота - Арабулак, в кварцитах, разрабатывавшееся старателями открытым способом на золотосодержащие флюсы. В этом же блоке, на границе Узбекистана и Таджикистана, находилось довольно компактное свинцово-цинковое месторождение Сардоб, практически полностью отработанное Алтынтюпканским рудоуправлением. На самом юге района имеются значительные рудопроявления меди: Акташкан - 1 и Акташкан - 2.

Следует добавить к сказанному, что на флангах практически всех вышеназванных месторождений имеется значительное количество однотипных с ними рудопроявлений, многие из которых после их доразведки могут войти в состав месторождения Алмалык или в состав других месторождений района.

5. Весьма интересным может стать совместное системное изучение структур золоторудных и золотосодержащих месторождений, расположенных на традиционной площади Алмалыкского рудного района (на левобережье р. Ахангаран до Кандыр-сая), с расположенными на его восточном фланге

золоторудными месторождениями Кочбулакского Кызылалмасайского рудных полей, а также с золоторудными проявлениями правобережья р. Ахангаран.

Значительные проявления золота, меди и полиметаллов имеются практически на всей территории района. Их системное и комплексное изучение может серьезно увеличить рудный ресурсный потенциал Алмалыкского района и возможно приведет к открытию нескольких новых промышленно-интересных месторождений. Важным обстоятельством является ухудшение во времени условий разработки месторождений: увеличение глубины разработки и водопритоков в карьер, ухудшение условий проветривания, снижение устойчивости бортов и уступов карьера, отсутствие площадей для складирования отвалов карьеров и хвостов обогачения, а также др. С учетом вышесказанного важнейшие резервы повышения достоверности, полноты, комплексности и эффективности использования недр Алмалыка следующие:

1. Осознание исследователями и производителями - горняками и переработчиками минерального сырья различных научных, проектных и производственных организаций, уникальной промышленной значимости недр Алмалыкского рудного района, в первую очередь, Алмалыкского рудного поля (особенно его главной составляющей - месторождения Алмалык), отличающихся чрезвычайно высокой продуктивностью на золото, цветные и редкие металлы и элементы; что месторождение Алмалык фактически является крупнейшим месторождением золота на Евразийском континенте и потому должно быть отнесено к разряду уникальных месторождений в мировом масштабе по количеству запасов руд и комплексности их состава.

2. Кардинальное изменение подхода к оценке и детальной переоценке месторождения Алмалык на комплексно-системно-динамической основе с учетом новых геологических данных, а также изменения конъюнктуры мирового рынка и ценностно-стоимостных показателей горно-перерабатывающего производства в увязке с планомерным дальнейшим детальным изучением данного объекта и остальных рудных объектов Алмалыкского рудного района. Данный рекомендуемый принципиальный подход к оценке крупных и уникальных месторождений способствует повышению полноты и достоверности выявления и подсчета запасов месторождений.

3. К примеру, проведенная в последние годы геологами ГП НПЦ «ГБ и ЦМ» переоценка месторождения Дальнее в Алмалыкском рудном поле на комплексной динамической и системной основе, позволила выявить без проведения дополнительных буровых и горных работ значительный при-

рост ресурсов и запасов месторождения, позволяющий практически более чем удвоить его промышленный потенциал.

Проведенное геологическим отделом Алмалыкского ГМК в середине 70-х гг. сопоставление данных разведки и эксплуатации по Главной рудной зоне месторождения Алтынопкан выявило практически полную подтверждаемость разведанных запасов при относительно значительном отклонении их расположения от предполагаемого по данным разведки.

4. Дальнейшее изучение, детальная ревизия и переосмысление имеющихся геологических материалов по району в целом и по Алмалыкскому рудному полю.

Определение оптимизированных границ оруденения всего месторождения Алмалык по всему комплексу полезных компонентов, переведенных в условный основной компонент (рис. 1).

5. Разработка оптимизированных предельных границ отдельных карьеров и объединенного Алмалыкского карьера, включая в него и Кальмакырский карьер, и карьер Дальний, с учетом возможности их расширения за счет вовлечения в разработку окаймляющих их месторождений, участков и рудопроявлений. Уже в 1981 г. ТашГТУ рекомендовал значительное расширение и углубление предельных границ карьеров Дальний и Кальмакыр, по сравнению с рекомендациями Гипроцветмета. В настоящее время геологами тематической партии ГП НПЦ «Геология благородных и цветных металлов» выявлены значительные дополнительные ресурсы золота, меди и редких элементов на месторождении Дальнее, что существенно увеличивает возможности расширения предельного контура карьера Дальний.

Месторождение Дальнее позволяет углубить предельный контур карьера Дальний, по сравнению с рекомендациями Гипроцветмета, на 360 м, т.е. от абсолютной отметки +25 м. до отметки -335 м, а также значительно расширить его в плане (рис. 2).

6. Обоснование оптимизированных состава и параметров геологических и эксплуатационных кондиций, организация их мониторинга и автоматизированной корректировки в последующем периоде.

7. Пересчет запасов по оптимизированным кондициям и дальнейшая их автоматизированная корректировка на основе мониторинга факторов, влияющих на их величину и качество.

8. Интенсификация разработки запасов Алмалыкского рудного поля и всего рудного района в целом с выходом на годовую оптимизированную производственную мощность горно-перерабатывающего комплекса Алмалыкского ГМК. При этом следует учитывать исключительно благоприятные условия отработки участков-гигантов Кальмакыр и

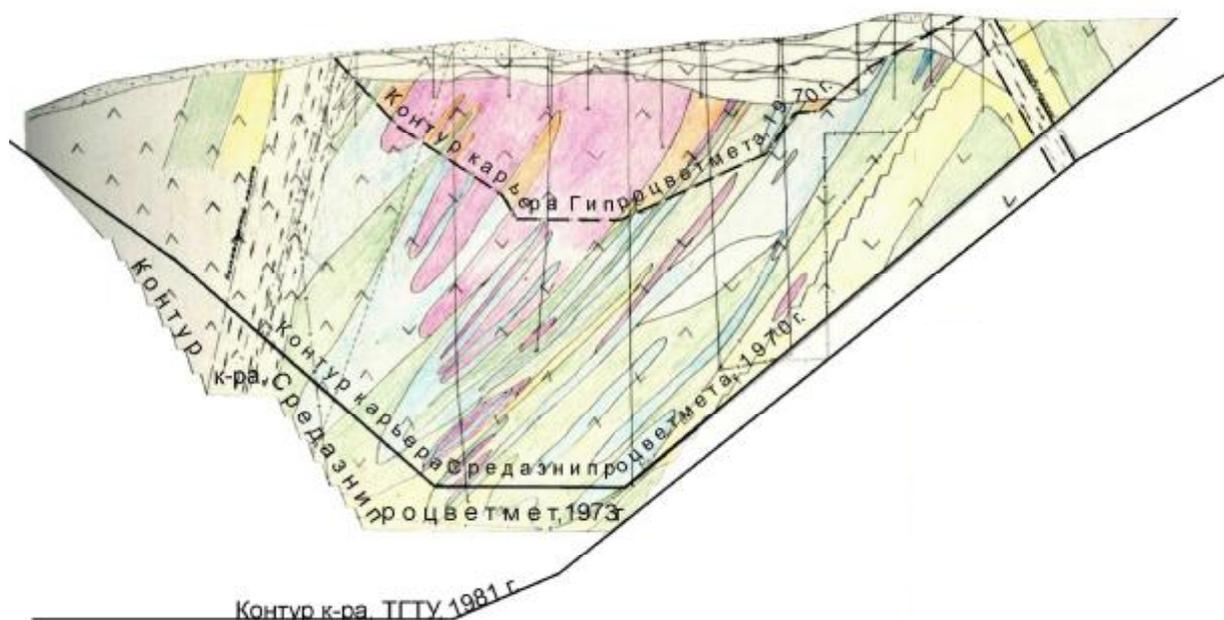


Рис. 2. Месторождение Кальмакыр. Разрез по линии 7-7. Геология по материалам Алмалыкской ГРЭ с дополнениями и изменениями Чунихина С.Г.

Дальний месторождения Алмалык в горнотехническом плане. Длина активного фронта горных работ по руде на данных участках настолько значительна, что практически позволяет увеличить производительность карьера до 50 и более миллионов кубометров горной массы в год.

9. Совершенствование технологии переработки руд и концентратов на обогатительных фабриках АГМК с получением коллективного сульфидного концентрата и дальнейшим его разделением на медный, молибденовый, свинцовый, цинковый и пиритный концентраты, а также выделением тяжелой фракции руд, что будет способствовать извлечению свободного золота из руд, а также магнетита и других компонентов тяжелой фракции. Это должно существенно повысить извлекаемую ценность из руд Алмалыка.

10. Организация на АГМК предприятия или цеха по переработке пиритного концентрата. Данное мероприятие чрезвычайно важно для месторождения Алмалык, так как в его рудах примерно половина или даже больше половины ценности полезных компонентов заключено в пирите, а его попутное извлечение в медный концентрат на Алмалыкской МОФ составляет лишь незначительную величину, не более 10-20% от его содержания в руде.

11. Переход медного комплекса АГМК на производство и переработку более низкосортных медных концентратов (с содержанием меди в концентрате 13,2% или даже ниже), что согласно проработок ЛенМеханообра должно привести к повышению выпуска меди, золота, молибдена, серебра и другой продукции на пять или даже больше про-

центов.

12. Совершенствование стимулирования как АГМК, так и других горноперерабатывающих предприятий за достигнутые производственные показатели, а также оплаты труда их персонала с детальным учетом их вклада в повышение полноты, комплексности и эффективности использования недр, а также в сохранение и улучшение экологии района.

При такой постановке дела у горноперерабатывающих предприятий и их работников появится стимул и возможности оптимизированной оценки месторождений, а также своевременной и даже опережающей разработки передовых технологий и обновления техники, что должно в самые кратчайшие сроки положительно повлиять на полноту, комплексность и эффективность освоения запасов недр.

13. Составление новой государственной программы освоения запасов недр Алмалыка с учетом изменений минерально-сырьевой базы района, современных возможностей совершенствования технологии добычи и переработки руд и концентратов, а также конъюнктуры и цен на металлы на мировом рынке.

Кардинальный пересмотр имеющихся проектных решений по освоению богатств недр Алмалыка с учетом рекомендаций новой оптимизированной государственной программы их освоения.

Список литературы:

1. Туляганов Х.Т., Бадалов С.Т., Чунихин С.Г. и др. «Меднопорфировые месторождения Алмалыка», Ташкент, «Фан», 1974.
2. Сиге Дин В.Н. «Алмалыкская жемчужина». Ташкент, ИПК «Шарк», 1999.

ВЛИЯНИЕ ХИМИЧЕСКОЙ КОЛЬМАТАЦИИ ПОРОВО-ТРЕЩИННОГО МАССИВА НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БЛОКОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Маркелов С.В., профессор РГГРУ, докт. техн. наук; Аликулов Ш.Ш., аспирант РГГРУ, Тахиров У.Т., магистр НГГИ

В работе приведены результаты исследований по выявлению роли газовой кольматации массива рудоносных пород на изменение производительности блоков подземного выщелачивания (ПВ).

В течение 180 суток от начала эксплуатации в 30 блоках ПВ в равные временные отрезки проводился замер производительности по растворам. Визуальными наблюдениями установлено, что газовая фаза из дренажных скважин выделяется периодически. В отдельные временные отрезки из нескольких скважин дренажных вееров происходило выделение диспергированных газовых пузырьков в виде пенных продуктивных растворов. После окончания дренажа газовой составляющей из скважин их производительность по растворам резко возросла.

Таким образом, накопление и распределение газовой фазы в пористой среде происходит непрерывно до момента, когда насыщенность газовой составляющей не достигнет определенного, для конкретных геотехнологических условий, значения.

В многофазовой среде – «твердое тело с гидратным пристеночным структурированным микрослоем (ГПСМ) – жидкость – газы», происходят сложные физико-химические процессы. Непрерывно образующиеся и выделяющиеся газы накапливаются в массиве в результате химических реакций реагента с минеральной составляющей рудоносной породы, мигрируя в ГПСМ, заполняют часть порово-трещинного пространства. Занятое газом пространство сокращает объем порово-трещинной среды для выщелачивающего раствора, что приводит к значительному снижению эффективной пористости. Производительность блоков ПВ по растворам при этом существенно сокращается. Снижение производительности блока происходит непрерывно до момента, когда в рудоносном породном массиве достигается минимальный уровень насыщенности диспергированными пузырьками газа в результате поршневого вытеснения его в дренажные устройства, при этом производительность блока быстро возрастает до исходных показателей.

Таким образом, газовая кольматация рудоносного породного массива в блоках ПВ оказывает существенное влияние на фильтрацию выщелачивающих растворов, но имеет обратимый характер.

Наравне с механической и газовой кольматацией заметную роль в изменении гидродинамического

режима выщелачивания рудоносных пород оказывает химическая кольматация.

Взаимодействие циркулирующих рабочих выщелачивающих растворов с минералами глинистых рудоносных пород осуществляется через ГПСМ в результате диффузионных процессов и подчиняется закону Фика. Контакт растворов с ГПСМ происходит в результате наличия в таких рудоносных породах проницаемых, для заданных гидродинамических показателей, участков (зон) в виде песчано-алевролитовых гнезд, линз, прослоев, карманов и тектонических трещин.

Исследование влияния химической кольматации выщелачиваемых рудоносных пород на изменение производительности блоков ПВ по растворам в процессе их эксплуатации проведено на примере выщелачивания глинистых песчаников морских фаций в фильтрационном режиме в направлении, перпендикулярном напластованию. С этой целью в эксплуатационном блоке ПВ под и над нагнетательными устройствами щели по пяти профилям, нормальным нагнетательной щели, на различных расстояниях от нее были пробурены и соответственно оборудованы контрольные скважины. От начала эксплуатации блоков ПВ в продолжение трех недель проводились наблюдения за временем появления продуктивных растворов в контрольных скважинах, изменением дебита дренажа во времени. Периодически отбирались пробы продуктивных растворов на сокращенный химический анализ и содержание урана.

Анализ полученных результатов свидетельствует, что химическая структура и физические свойства продуктивных растворов на начальном этапе выщелачивания глинистых песчаников морских фаций различны.

Так, продуктивный раствор, формирующийся в трещиноватых рудах с фильтрационной анизотропией, где K_f изменяется от 0,026 до 0,1 м/сут, характеризуется следующими особенностями.

В случае, когда дренируемые растворы с начала появления в контрольных скважинах оставались кислыми ($pH < 2,0$) с окислительно-восстановительным потенциалом (Eh) не менее 450-500 мВ, как правило, характеризуются повышенным содержанием легкоподвижных ионов Na^+ и Cl^- (на 15-35% выше концентраций их в рабочем растворе).

Таблица 1

Изменение химического состава растворов в начальной стадии процесса ПВ

Характеристика пород	Химический состав	Растворы подачи, mg/l	Растворы дренажа, mg/l				
			Временной порядок опробования				
			I	II	III	IV	V
Глинистые морские песчаники, $K_{ф}=0,067$ м/сут	2	3	4	5	6	7	8
	Al^{3+}	175	-	-	135	145	155
	Na^+	128	17	15	116	100	104
	Ca^{2+}	430	625	670	645	670	620
	Mg^{2+}	140	157	165	123	131	140
	Fe^{3+}	1220	-	-	1100	1155	1190
	Fe^{2+}	7,9	-	-	5,4	5,1	7,3
	H_2SO_4 , свободная	912	-	-	480	912	912
	Cl^-	460	55	56	410	550	470
	SO_4^{2-}	6740	875	860	6130	5990	6150
	pH	1,9	7,0	11,0	2,5	2,9	1,9
Eh, mv	585	200	250	592	605	647	
Глинистые морские песчаники, $K_{ф}=0,026 - 0,1$ м/сут	Al^{3+}	175	205	190	135	150	160
	Na^+	128	172	154	116	100	110
	Ca^{2+}	430	500	585	480	470	520
	Mg^{2+}	140	162	165	123	131	150
	Fe^{3+}	1220	1400	1395	1200	1160	1220
	Fe^{2+}	7,9	9,3	6,8	4,5	4,6	7,5
	H_2SO_4 , свободная	912	437	480	912	900	912
	Cl^-	460	550	550	415	550	495
	SO_4^{2-}	6740	7215	7625	6150	5825	6410
	pH	1,9	2,1	2,0	1,9	2,0	1,9
	Eh, mv	585	500	600	630	602	645

Содержание катионов Al^{3+} , Mg^{2+} , Fe^{3+} также было на 15-38% выше и удерживалось на таком уровне от одних до трех суток, в зависимости от фильтрационных свойств рудоносных пород. Несколько повышенное (на 9-13%) содержание в продуктивных растворах иона SO_4^{2-} наблюдалось в первые трое суток. В то же время содержание свободной серной кислоты было в два раза меньше, чем в рабочем растворе. Повышенное содержание Ca^{2+} (на 30-35%) в продуктивных растворах сохранялось в продолжение всего периода наблюдений.

Из отдельных трещин в стенке выработки в первые сутки продуктивные растворы дренировали с $pH \geq 2,0$. В таких растворах катионы Al^{3+} , Mg^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} практически отсутствовали, содержание Ca^{2+} было в 4 раза ниже. Даже такие активные мигранты в любой окислительно-восстановительной среде как ионы Na^+ и Cl^- также практически отсутствовали, а содержание аниона SO_4^{2-} фиксировалось в 2,2 раза ниже, чем в исходном растворе (3000 mg/l против 6700 mg/l), табл. 1.

Продуктивные растворы, формировавшиеся при выщелачивании трещиноватых руд глинистых пес-

чаников морских фаций, в первые сутки характеризовались восстановительной обстановкой. Такие растворы имели величину pH от 7 до 11, а затем она резко падала до 2,5, наблюдался ярко выраженный щелочной фронт. В этот временной период выщелачивания такие катионы, как Al^{3+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} отсутствовали, и только после создания окислительной обстановки они появлялись в продуктивных растворах. Концентрация ионов Na^+ и Cl^- в этих условиях также изменялась от единиц mg/l (в первый день опробования) до сотен mg/l. Реагент в дренажных растворах в первые сутки отсутствовал, а к концу второй недели выщелачивания содержание избыточной H_2SO_4 восстанавливалось только на 50%.

Концентрация анионов SO_4^{2-} в это же время увеличилось в 7 раз по сравнению с уровнем в начальный период выщелачивания. Содержание кальция в продуктивных растворах оставалось повышенным в 1,5 раза по сравнению с рабочими растворами.

Формирование щелочного фронта фильтрующих растворов в первые сутки выщелачивания глинистых пород морских фаций способствовало выпадению из растворов алюминия и железа в первую очередь и большей части в области ГПСМ, что приводило к кольматации поровой среды пород и снижению производительности блоков ПВ по растворам. Образующиеся при взаимодействии реагента с минеральной фазой газы (CO_2 и H_2S) также способствовали снижению проницаемости. Образование щелочного фронта при движении выщелачивающихся растворов в глинистых породах всегда связано с наличием в них до 2,0% органических веществ и до 0,3% карбонатных соединений.

Выводы:

1. Снижение концентраций катионов Al^{3+} , Fe^{3+} в продуктивных растворах при смене окислительной обстановки связано с образованием сульфатов и положительно заряженных коллоидов гидроокислов алюминия и железа. Такие коллоиды способны сорбировать ионы Cl^- , что вызвало снижение их содержания в продуктивных растворах.

Катионы Al^{3+} , Fe^{3+} могут мигрировать только в очень кислых растворах (Fe^{3+} при $pH < 2,5$, а Al^{3+} при $pH < 4,0$). Образование сульфатов железа и алюминия на щелочном фронте обусловило снижение концентраций SO_4^{2-} в продуктивных растворах. Уменьшение концентраций Na^+ можно объяснить адсорбцией его отрицательно заряженными глинистыми коллоидами.

2. Изменение содержания катионов магния одно временно с увеличением в растворах катионов

кальция объясняется абсорбцией его глинами и вытеснением магнием из ГПСМ (поглощенного комплекса) кальция. Связь магния в поглощенном комплексе глинистых минералов, как известно, прочнее, чем у кальция. Кроме того, при кислот-

ном выщелачивании кальций легко выносятся в раствор, водородный ион вытесняет его из ГПСМ глинистых минералов и органического вещества. Водород и кальций являются сильными антагонистами.

УДК 622.775

© Маркелов С.В. 2011 г.

ОЦЕНКА ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ РУД

Маркелов С.В., профессор РГГРУ, докт. техн. наук

Научная оценка гидродинамических параметров технологии ПВ руд в естественном залегании основывается на аналитических исследованиях закономерностей фильтрации растворов в эксплуатационных блоках выщелачивания в процессе взаимодействия рудоносных пород с рабочими растворами.

Это вызвано тем, что применяемые для геотехнологических расчетов зависимости на стадии проектирования систем выщелачивания металлов по фильтрационной технологической схеме, как правило, не учитывают многообразия горнотехнических, гидрогеологических и геотехнологических факторов, существенно влияющих на точность определения основных геотехнологических показателей.

Опыт эксплуатации блоков ПВ на ряде месторождений свидетельствует, что на эффективность технологии, наряду с множеством факторов, оказывают также существенное влияние:

1. Характер движения растворов в зависимости от текстурных и структурных особенностей рудоносного массива. Исследованиями установлено, что в пределах отдельных эксплуатационных участков и даже одного блока с изменением напора нагнетания (H) скорость фильтрации растворов (V) подчиняется зависимости:

$$V = K_{\phi} \cdot I^n, \text{ м/сут}, \quad (1)$$

где I – величина напорного гидравлического градиента;

n – эмпирический показатель, изменяющийся в пределах 0,5÷1,0, и зависящий от характера движения растворов.

2. Степень влияния механической и химической коагуляции рудоносных пород на снижение приемистости нагнетательной системы блоков ПВ во времени, зависящая, как показывают результаты практики, от величины напора, создаваемого и поддерживаемого в нагнетательном устройстве, конструктивных особенностей систем подачи рас-

творов, физико-химических и фильтрационных свойств пород и их минералого-химического состава, концентрации реагента подаваемых растворов и содержания в них твердых взвесей, а также от других показателей.

3. Степень несовершенства нагнетательных и дренажных систем, связанная с особенностями их горной подготовки и существенно влияющая на точность определения производительности нагнетательных устройств, особенно для фильтрационной технологической схемы.

С учетом выявленных особенностей фильтрации растворов в глинистых отложениях для обоснования эффективных гидродинамических параметров ПВ рудоносных пород из фильтрационной анизотропной толщи и получение расчетных зависимостей исследования проводились по направлениям:

1. Изучение влияния несовершенства нагнетательных и дренажных устройств по характеру вскрытия продуктивной толщи на их производительность.

2. Количественная оценка влияния фактора коагуляции пород на эффективность работы блоков ПВ.

3. Обоснование расчетных зависимостей для определения гидродинамических параметров процесса ПВ с учетом выявленных особенностей фильтрации растворов в сложноструктурных рудоносных породах.

По результатам исследований влияния несовершенства нагнетательных и дренажных устройств на производительность блоков ПВ и фильтрационной анизотропии выявлена зависимость:

$$Q_{\text{нагн.}} = K_{\phi} \cdot \left(\frac{H - \frac{m}{2}}{L} \right) \cdot F_d \cdot \sqrt{\frac{F_p}{Fd}}, \text{ м}^3/\text{сут}, \quad (2)$$

где H – напор в нагнетательном устройстве, м;
 m – мощность фильтрующего пласта, м;

L - длина пути фильтрации, м;
 F_{δ} - расчетная боковая поверхность приемного (нагнетательного) устройства, m^2 ;
 F_p - рабочая суммарная площадь нагнетательного устройства, m^2 .

Формула действительна для условий слоистой неоднородной по текстурным и фильтрационным свойствам толщ.

Если толща выщелачиваемых рудоносных пород однородна по своим фильтрационным свойствам как вдоль, так и в направлении нормальном напластованию, раствороприемность нагнетательных устройств, с учетом характера движения растворов, следует определять по зависимости:

$$Q_{нагн.} = K_{\phi} \cdot \left(\frac{H - m}{L} \right)^n \cdot F_d \quad (3)$$

Величины K_{ϕ} слабопроницаемых пород, рассчитанные из формулы (1) – $Q = K_{\phi} \cdot I^n \cdot F_p$ с учетом характера фильтрации растворов в пласте, наиболее близки по величине значениям таковых, опре-

деленным с учетом несовершенства нагнетательного устройства по характеру вскрытия рудного пласта. Первые значения K_{ϕ} превысили величины вторых в среднем на 20%, что позволяет для определения фильтрационных свойств плохопроницаемых пород, а также при расчете производительности блоков ПВ для обоснования технологических показателей при сернокислотном выщелачивании глинистых континентальных отложений пользоваться формулой (3).

При анализе влияния фактора кольтматации пород на приемистость нагнетательных устройств в основу были положены результаты эксплуатации пятидесяти блоков ПВ, работающих по фильтрационной технологической схеме. Анализируемые блоки различались размерами, конструктивными особенностями нагнетательных и дренажных устройств. В блоках применялись различные режимы фильтрации растворов (безнапорный, напорно-безнапорный, напорный), выщелачивались рудоносные пласты, резко отличающиеся физико-химическими и фильтрационными свойствами. Во

все блоки нагнетались одинаковые по химическому составу сернокислотные выщелачивающие рабочие растворы, содержащие пелитовые твердые частицы в количестве от 10 до 70 mg/l. По фактическим данным производительности блоков ПВ на различные промежутки времени их эксплуатации при разных напорах нагнетания выщелачивающих растворов построены кривые изменения $Q=f(t)$ по каждому из блоков для двух-трех наиболее характерных и часто действующих в ходе эксплуатации напорных нагнетания (рис. 1-3).

Кривые фактического снижения производительности каждого эксплуатационного блока ПВ по растворам (Q) во времени (t) для действующих напорных (H) свидетельствуют, что зависимость $Q=f(t, H)$ достаточно хорошо согласуется с эмпирической формулой:

$$Q_t = \frac{Q_H}{1 + K_3 \sqrt{\frac{t}{H}}}, \text{ м}^3/\text{сут}, \quad (4)$$

где Q_H - начальная производительность блока ПВ для соответствующего напора нагнетания при установившемся режиме фильтрации выщелачивающих растворов, $m^3/\text{сут}$;

K_3 - эмпирический показатель, характеризующий интенсивность снижения производительности каждого блока во времени при соответствующем напоре нагнетания и изменяющийся от 0,007 до 3,2 (рис.4-6).

Расчеты показывают, что для каждого блока ПВ, независимо от величины H , значения эмпирических показателей (K_3) одинаковы. Таким образом, интенсивность снижения производительности эксплуатационного блока во времени - это

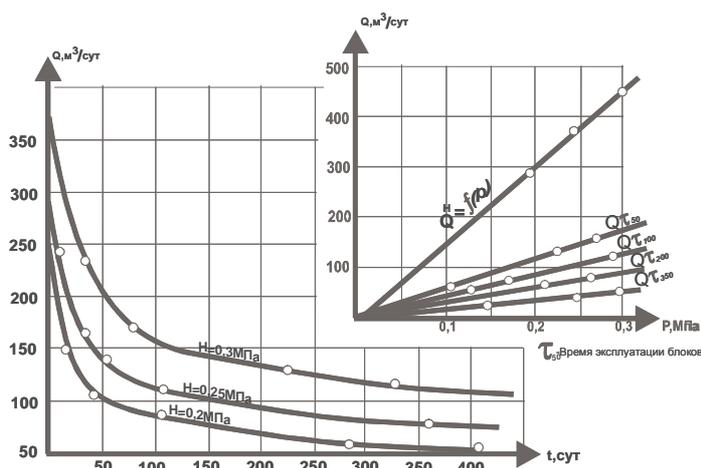


Рис. 1. Снижение производительности блоков ПВ во времени $Q=f(t)$ при различных давлениях нагнетания рабочих растворов и зависимости $Q=f(P)$ (фильтрация по напластованию пород)

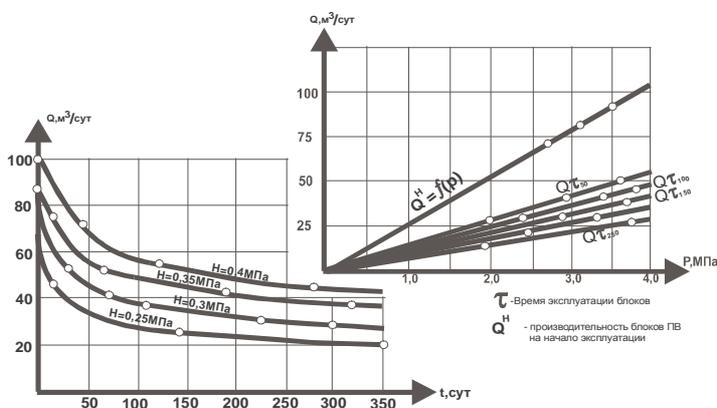


Рис. 2. Снижение производительности блоков ПВ во времени $Q=f(t)$ при различных давлениях нагнетания рабочих растворов и зависимости $Q=f(P)$ (фильтрация перпендикулярно напластованию пород)

характерный для каждого блока и присущий ему показатель, характеризующий сложный технологический процесс физико-химического взаимодействия выщелачивающих растворов с рудоносной породой, проявляющийся в изменении фильтрационных свойств породного массива.

Снижение производительности блоков происходит непрерывно и в течение всего периода их эксплуатации. Квазиустановившийся режим фильтрации растворов в блоке имеет место, но он характерен только для конкретного короткого промежутка времени. Существенное уменьшение производительности блоков происходит в первый месяц процесса ПВ, причем наиболее интенсивно в первую декаду их эксплуатации. Периоды полного насыщения больших по объему рудоносных пород блоков продолжаются 10-20 суток, а иногда и более, что зависит от геометрических параметров блоков, конструкции нагнетательных устройств и фильтрационных свойств. За длительные промежутки времени насыщения блоков физические и фильтрационные свойства пород изменяются значительно. В этой связи выявить практическим путем истинную производительность блоков на начало их эксплуатации не представлялось возможным.

Коэффициент фильтрации рудоносных пород блоков ПВ, как величина переменная, из чисто гидрогеологического параметра превращается в очень важный для технологических расчетов геотехнологический параметр. Поскольку фильтрационные свойства пород в ходе их эксплуатации изменяются непрерывно, то для расчета геотехнологических параметров необходимо знать по какой закономерности происходит это изменение. Такие закономерности были установлены для всех блоков ПВ на основе построения графиков зависимости $Q=f(t)$. Это позволило выявить начальные производительности блоков (Q_H) при разных напорах нагнетания выщелачивающих растворов. По величинам начальной производительности, путем расчетов, получены усредненные по каждому блоку, в целом, начальные значения K_Φ рудоносных пород (K_Φ^H) с учетом несовершенства нагнетательных и дренажных устройств. Анализ зависимости $Q=f(H)$ позволяет выявить аналитические закономерности фильтрации растворов в каждом из блоков ПВ, без знания которых провести точный расчет геотехнологических параметров процесса выщелачивания и обосновать эффективный режим их эксплуатации не представляется возможным.

Все блоки по характеру изменения $Q_{\Delta t}=f(H)$ были разделены на две группы. В первую группу выделены 39 блоков ПВ (78% всех анализируемых блоков выщелачивания фильтрационным потоком реагента), в которых за короткий отрезок времени, исключая существенное влияние кольматации, характер изменения их производительности по растворам от величины создаваемого напора подчиняется зависимости:

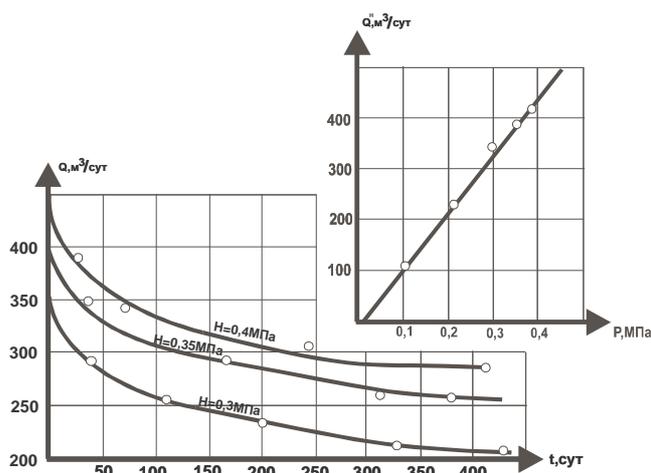


Рис. 3. Снижение производительности блоков ПВ во времени $Q=f(t)$ при различных давлениях нагнетания рабочих растворов и зависимость $Q_{нач.}=f(P)$ (фильтрация вдоль и перпендикулярно напластованию пород)

$$Q_{\Delta t} = f(H^{n=1.0}) \text{ м}^3/\text{сут} . \quad (5)$$

Во вторую группу, характеризующуюся зависимостью:

$$Q_{\Delta t} = f(H^{n=0.5}) \text{ м}^3/\text{сут}, \quad (6)$$

вошли 11 блоков (22% от общего количества). В каждую из групп выделены блоки, отличающиеся не только фильтрационными свойствами пород, но и конструкциями нагнетательных и дренажных устройств, тем самым учитывалось контролирующее воздействие степени и характера трещиноватости выщелачиваемого рудоносного породного массива на формирование фильтрационного режима в эксплуатационных блоках. Ни в одном из анализируемых блоков при увеличении напора нагнетания до 0,6 МПа (напорные гидравлические градиенты фильтрации 30-40) не отмечено значительное раскрытие трещин, а, следовательно, - увеличение значения K_Φ рудоносных пород и роста производительности блоков в параболической зависимости. Однако

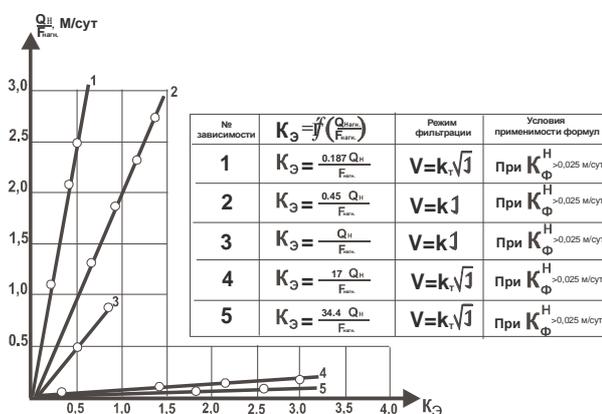


Рис. 4. Зависимости $K_3=f(Q_{нач.}/F_{нач.})$ для блоков ПВ с различными конструкциями нагнетательных и дренажных устройств, фильтрационных свойств пород и характером фильтрации растворов

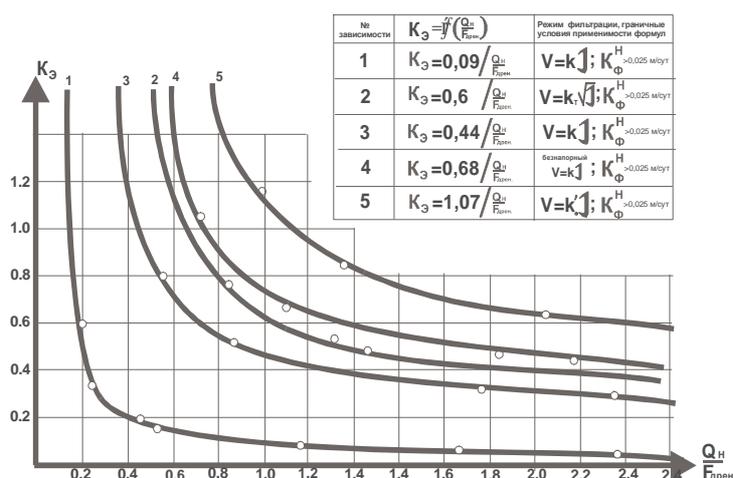


Рис. 5. Зависимость $K_3=f(Q_n/F_{дрен})$ для блоков ПВ, различающихся конструкцией нагнетательных и дренажных устройств, фильтрационными свойствами пород и характером фильтрации растворов

суффозионный вынос из трещин слабосцементированного тонкого песчано-глинистого материала, приводящий к «коротким токам» и резкому увеличению производительности отдельных скважин и вееров (рядов) имел место. В таких случаях локальные «короткие токи» ликвидировались путем тампонажа (заполнения) скважин крупнозернистым песком, предварительно отмытым от глинистых фракций.

В процессе выщелачивания наблюдается вынос растворами из рудоносных пород многочисленных химических микро- и макрокомпонентов, следовательно, эффективная и общая пористость выщелачиваемых руд должна иметь тенденцию к увеличению. Однако одновременно действующие процессы ионообменной химической, газовой и физико-химической коагуляции массива пород преобладают над фактором увеличения пористости, поэтому повсеместно отличалось непрерывное снижение производительности блоков ПВ (Q_n) в ходе их эксплуатации.

Особо необходимо отметить, что привнос с рабочими растворами тонких твердых взвесей приводит совместно с гидратным пристеночном структурированном микрослое (ГПСМ) к формированию в прискважинной зоне нагнетательных вееров дополнительного гидравлического сопротивления, увеличивающегося во времени.

Для выявления закономерностей изменения эмпирического показателя K_3 в формуле (4), характеризующего интенсивность снижения производительности в каждом из блоков ПВ во времени (t), от скорости фильтрации растворов в прискважинных зонах нагнетания и дренажа, а также от начального значения K_ϕ рудоносных пород построены графики зависимостей для соответственно равных величин напора нагнетания. С целью исключения влияния фактора изменения напора на изменения K_3 , принятая для всех блоков ПВ величина нагнетания растворов, равнялась 0,3 МПа.

Проведенный анализ зависимости показателя K_3 от скорости фильтрации растворов в прискважинных

зонах нагнетания позволил разделить все блоки на пять групп (рис. 4-6).

Для каждой группы блоков ПВ установлено, что показатель K_3 достаточно хорошо коррелируется с начальной скоростью фильтрации растворов в прискважинной зоне нагнетания:

$$V_n = \frac{Q_n}{F_{нагн.}} \quad (7)$$

и выражается зависимостью:

$$K_3 = K_{V_n} \cdot \frac{Q_n}{F_{нагн.}}, \quad (8)$$

где K_{V_n} - обобщенный эмпирический коэффициент.

Установлено, что для рудоносных пород с начальным значением K_ϕ (K_ϕ^H) более 0,025

м/сут, $K_{V_n} = 0,45$ для всей группы блоков ПВ, независимо от конструкций нагнетательных и дренажных устройств, напорной или безнапорной фильтрации вдоль и нормально напластованию рудоносных пород, в которых $Q_{\Delta t} = f(H^{n=1,0})$.

$K_{V_n} = 0,187$ для всей группы блоков с $K_\phi^H > 0,025$

м/сут независимо от конструкций нагнетательных и дренажных устройств, напорной или безнапорной фильтрации растворов по напластованию или перпендикулярно напластованию пород, в которых $Q_{\Delta t} = f(H^{n=0,5})$.

Для рудоносных пород с начальным значением K_ϕ меньше 0,025 м/сут, но более 0,0055 м/сут:

- $K_{V_n} = 1,0$ для группы блоков со скважинными, вертикальными или горизонтальными, несовершенными по характеру вскрытия выщелачиваемого рудоносного пласта нагнетательными и дренажными устройствами, в которых $Q_{\Delta t} = f(H^{n=1,0})$;

- $K_{V_n} = 17,0$ для группы блоков со скважинными, вертикальными или горизонтальными, несовершенными по характеру вскрытия пласта рудоносных пород континентальных глинистых отложений нагнетательными и дренажными устройствами, в которых $Q_{\Delta t} = f(H^{n=0,5})$.

Для глинистых рудоносных пород с $K_\phi^H < 0,005$ м/сут - $K_{V_n} = 34,4$ для группы блоков ПВ со скважинными, вертикальными, несовершенными по характеру вскрытия выщелачиваемого пласта нагнетательными и дренажными устройствами, в которых $Q_{\Delta t} = f(H^{n=0,5})$.

Таким образом, для всех пятидесяти блоков ПВ, выщелачивающихся фильтрационным потоком реагента, независимо от конструктивных особенностей систем нагнетания и дренажа, функция K_3 от скорости фильтрации растворов в зоне нагнетания является прямо пропорциональной. Изменяется лишь величина коэффициента K_3 в формуле (8) в зависимости от литологических характеристик руд, их начального коэффициента фильтрации, формирующегося лами-

нарного или турбулентного характера движения растворов в блоках. Так, при ламинарном характере фильтрации растворов в блоках ПВ с $K_{\phi}^H < 0,025$ м/сут, $K_{Vн}=1,0$, а величина K_3 численно равна скорости движения растворов в зоне нагнетания.

Для пород с $K_{\phi}^H > 0,025$ м/сут возникающая турбулентность при движении потока в массиве снижает величину K_3 . При этом необходимо отметить, что процесс снижения производительности эксплуатационных блоков ПВ во времени $K_{\phi}^H > 0,025$ м/сут происходит главным образом за счет физической (твердые взвеси, ГПСМ) коагуляции рудоносных пород, и, как следствие, уменьшения эффективной пористости рудоносных пород массива, то при $K_{\phi}^H < 0,025$ м/сут снижение производительности блоков ПВ обусловлено, в основном, фактором увеличения гидравлических сопротивлений в приквацинных зонах нагнетания и дренажа за счет изменения скоростей движения растворов.

Именно поэтому значение K_3 при ламинарном движении растворов в слабопроницаемых (более глинистых) рудоносных породах зависит только от величины скорости фильтрации растворов в зоне нагнетания.

Поскольку $Q_t = \frac{Q_H}{1 + K_3 \sqrt{\frac{t}{H}}}$ и $K_3 = \frac{Q_H}{F_{нагн.}} = V_{нагн.}$,

тогда $Q_t = \frac{Q_H}{1 + \sqrt{V_{нагн.}^2 \cdot \frac{t}{H}}}$. Значение $\sqrt{\frac{V_{нагн.}^2 \cdot t}{H}}$ при

начальных коэффициентах фильтрации менее 0,002 м/сут и $t=1100$ суток не превышает величину 0,2. Таким образом, Q_t за три года эксплуатации блока ПВ не снизится по отношению к начальной производительности по расходам более чем на 20%.

Анализ полученных результатов свидетельствует, что чем меньше величина начального значения K_{ϕ} в блоках ПВ, тем выше значение показателя $K_{Vн}$ в формуле (8). Из графиков (рис. 4-6) следует, что величина $K_{Vн}$ при линейном ламинарном режиме фильтрации растворов в блоках выщелачивания не превышает 1,0, причем это характерно как для континентальных, так и морских глинистых песчаников.

При турбулентном режиме фильтрации растворов в блоках выщелачиваемых глинистых песчаников морских фаций $K_{Vн}=17,0$, а для континентальных отложений $K_{Vн}=34,4$.

Следовательно зависимость $K_3 = f\left(\frac{Q_H}{F_{нагн.}}\right)$ при ламинарном режиме фильтрации растворов в процессе выщелачивания рудоносных пород морских и континентальных отложений идентична. При турбулентном режиме фильтрации растворов выщелачивания в этих литологических разностях зависимости $K_3 = f\left(\frac{Q_H}{F_{нагн.}}\right)$ различны.

Из зависимости $K_3 = \frac{0,45 Q_H}{F_{нагн.}}$ (рис. 4.) для лами-

нарного напорного потока $Q_H = \frac{K_3 \cdot F_{нагн.}}{0,45}$ для $V=K_{\phi} \cdot$

$Q_H = K_{\phi}^H \cdot I \cdot F_{дрен.}$. Сравнивая правые части этих уравнений и преобразовав их, получаем:

$$K_3 = \frac{0,45 \cdot K_{\phi}^H \cdot I \cdot F_{дрен.}}{F_{нагн.}},$$

формула действительна при $H \approx 0,3$ МПа.

В общем виде:

$$K_3 = \frac{a \cdot K_{\phi}^H \cdot I \cdot F_{дрен.}}{F_{нагн.}} \quad (9)$$

Коэффициент a , зависящий от величины напора нагнетания H растворов в блоках, характеризует изменение мощности ГПСМ в порово-трещинном пространстве рудоносного породного массива, контролирующей начальный градиент фильтрации. Величину этого коэффициента можно определить по эмпирической зависимости $a=2,25/P\sqrt{P}$ (при $P \leq 0,3$ МПа) и $a=1,4/P$ (при $P > 0,3$ МПа).

Таким образом, при оценке геотехнологических показателей, учитывая конструкцию блоков ПВ, средние величины начальных K_{ϕ} выщелачиваемых руд и в зависимости от создаваемого режима фильтрации растворов в массиве, можно рассчитать величины K_3 и спрогнозировать изменение производительности нагнетательных устройств блоков на любое время их эксплуатации.

Выявление изменения производительности дренажных устройств эксплуатационных блоков ПВ проводилось, исходя из анализа зависимости $K_3 = f\left(\frac{Q_H}{F_{дрен.}}\right)$

(рис. 4, 5). При этом все анализируемые блоки, выщелачиваемые в фильтрационном режиме, были разделены на восемь групп с учетом фильтрационной анизотропии рудного массива. Для каждой группы блоков ПВ установлено, что показатель K_3 в формуле (8) коррелируется с соотношением $\frac{Q_H}{F_{дрен.}}$:

$$K_3 = K_{V_{дрен.}} \cdot \frac{Q_H}{F_{дрен.}}, \quad (10)$$

где $K_{V_{дрен.}}$ - обобщенный эмпирический коэффициент, значения которого для рудоносных пород с K_{ϕ}^H более 0,025 м/сут составляют:

$K_{V_{дрен.}}=0,09$ для группы блоков, в которых фильтрация растворов осуществлялась вдоль напластования рудоносных пород, $Q_t=f(H^{n=1.0})$;

$K_{V_{дрен.}}=0,6$ для группы блоков, в которых фильтрация растворов была как вдоль напластования рудоносных пород, так и нормально, $Q_t=f(H^{n=0.5})$;

$K_{V_{дрен.}}=0,44$ для группы блоков с фильтрацией растворов в зоне нагнетания в направлении, перпендикулярном напластованию рудоносных пород, $Q_t=f(H^{n=1.0})$;

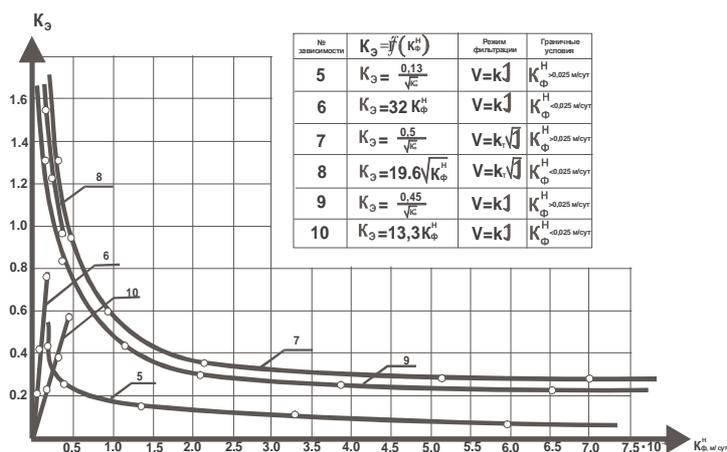


Рис. 6. Графики зависимости $K_3 = f(K_\phi^H)$ для блоков ПВ с различными конструкциями нагнетательных и дренажных устройств и характером фильтрации

$K_{V_{дрен.}} = 0,68$ для группы блоков с безнапорной фильтрацией растворов по напластованию рудоносных пород, $Q_i = f(H^{n=1,0})$.

Для рудоносных пород с K_ϕ^H менее 0,025 м/сут значения $K_{V_{дрен.}}$ составляют:

$K_{V_{дрен.}} = 1,0$ для группы блоков со скважинными, вертикальными, несовершенными по характеру вскрытия рудоносного пласта дренажными устройствами, с фильтрацией растворов вдоль напластования рудоносных пород, $Q_i = f(H^{n=1,0})$;

$K_{V_{дрен.}} = 17,0$ для группы блоков со скважинными, вертикальными, несовершенными по характеру вскрытия рудоносного пласта дренажными устройствами, с фильтрацией растворов вдоль напластованию рудоносных пород, $Q_i = f(H^{n=0,5})$;

$K_{V_{дрен.}} = 1,07$ для группы блоков со скважинными, горизонтальными, несовершенными по характеру вскрытия рудоносного пласта дренажными устройствами, с фильтрацией растворов нормально напластованию рудоносных пород, $Q_i = f(H^{n=0,5})$.

Для глинистых рудоносных пород с K_ϕ^H менее 0,0055 м/сут:

$K_{V_{дрен.}} = 34,4$ для группы блоков со скважинными, вертикальными, несовершенными по характеру вскрытия рудоносного пласта дренажными устройствами, с фильтрацией растворов по напластованию рудоносных пород, $Q_i = f(H^{n=0,5})$.

Из анализа следует, что эмпирический коэффициент снижения производительности (K_3) прямо пропорционален скорости фильтрации растворов в зоне нагнетания во всех исследуемых блоках ПВ. Такая же зависимость K_3 от скорости фильтрации в зоне дренажа имеет место только для пород с $K_\phi^H < 0,025$ м/сут, причем только в блоках ПВ со скважинными нагнетательными и дренажными устройствами с равными по площади вскрытия рудоносных пород, т.е. при условии $F_{нагн.} = F_{дрен.}$. В остальных блоках ПВ значение K_3 с увеличением скорости фильтрации в зоне дренажа уменьшается, причем не линейно, а гиперболически.

При этом необходимо отметить, что условия воздействия на коэффициент K_3 скоростей фильтрации

растворов в зонах нагнетания и дренажа различны и регулируются процессами коагуляции рудоносных пород и наличием в порово-трещинном пространстве ГПСМ.

Для выявления общей закономерности изменения коэффициента снижения производительности блоков выщелачивания по растворам (K_3) исследовано изменение этого показателя в зависимости от K_ϕ^H и $F_{нагн.}/F_{дрен.}$ для режимов фильтрации растворов соответствующих зависимостям (1): $V = K_\phi^H \cdot I^{n=1,0}$ и $V = K_\phi^H \cdot I^{n=0,5}$.

Анализ графиков $K_3 = f(K_\phi^H)$ (рис. 6) показывает, что при начальных коэффициентах фильтрации $K_\phi^H \geq 0,025$ м/сут имеем:

- для ламинарного движения растворов в массиве пород:

$$K_3 = \frac{0,125}{\sqrt{K_\phi^H}}; \quad (11)$$

- для турбулентного движения растворов:

$$K_3 = \frac{0,5}{\sqrt{K_\phi^H}}. \quad (12)$$

С учетом значения показателей n , определяющего ламинарный или турбулентный режимы фильтрации растворов в массиве пород, полученные зависимости можно привести к общему виду:

$$K_3 = \frac{0,125}{n^2 \sqrt{K_\phi^H}}. \quad (13)$$

Зависимость (13) справедлива для отношения площадей $F_{нагн.}/F_{дрен.} = 1$, т.е. для условий равенства скоростей фильтрации растворов в зоне дренажных ($V_{дрен.}$) и нагнетательных ($V_{нагн.}$) устройств блоков ПВ.

Однако, как показывает практика и приведенный выше анализ, в большинстве эксплуатационных блоках ПВ площади и, соответственно, скорости в зонах нагнетания и дренажа растворов различны. В связи с этим выполнены исследования по выявлению особенностей фильтрации растворов, учитывающие влияние соотношений $F_{нагн.}/F_{дрен.}$ или $V_{нагн.}/V_{дрен.}$ на изменение величины коэффициента K_3 .

Тогда зависимость (13) для условий ламинарного движения растворов в рудоносном породном массиве можно представить в виде:

$$K_3 = \frac{0,125 \sqrt{F_{дрен.}}}{n^2 \sqrt{K_\phi^H \cdot F_{нагн.}}} = \frac{0,125 \sqrt{V_{нагн.}}}{n^2 \sqrt{K_\phi^H \cdot V_{дрен.}}}. \quad (14)$$

Из зависимости (14) следует, что при $K_\phi^H \geq 0,025$ м/сут и $F_{нагн.} \neq const$ с увеличением площади боковой поверхности нагнетательных устройств или возрастания скорости фильтрации растворов в зоне дренажных устройств, снижение начального K_ϕ пород массива, согласно зависимости (13) будет происходить с меньшей интенсивностью за счет замедления процессов коагуляции.

Для турбулентного режима движения растворов в блоках ПВ характер изменения производительности

имеет вид:

$$K_{\text{э}} = \frac{0,125 \sqrt{F_{\text{дрен.}}}}{n \sqrt{4F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}}}} \cdot \sqrt{K_{\text{ф}}^H \cdot F_{\text{нагн.}}} = \frac{0,125 \sqrt{V_{\text{нагн.}}}}{n \sqrt{4V_{\text{дрен.}}/V_{\text{нагн.}}}} \cdot \sqrt{K_{\text{ф}}^H \cdot V_{\text{дрен.}}} \quad (15)$$

Из формулы (3.15) следует, что в пределах значений отношения площадей $F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}} \leq 1,0$ коэффициент снижения производительности $K_{\text{э}}$ остается постоянным при любой величине $F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}}$ при $K_{\text{ф}}^H \geq 0,025$ м/сут.

Следовательно, при скоростях фильтрации растворов $V_{\text{дрен.}} \leq V_{\text{нагн.}}$ основное влияние на изменение показателя $K_{\text{э}}$ оказывает величина $K_{\text{ф}}^H$. При значениях $F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}} > 0$ величина $K_{\text{э}}$ возрастает по мере увеличения отношения площадей $F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}}$ или отношения скоростей $V_{\text{нагн.}}/V_{\text{дрен.}}$.

Последнее указывает на то, что при возрастании скорости фильтрации растворов в зоне дренажных устройств наблюдается интенсивный рост показателя $K_{\text{э}}$.

Таким образом, для турбулентного потока увеличение гидравлических сопротивлений происходит не за счет уменьшения мощностей ГПСМ и выноса взвесей из порово-трещинной среды, а вследствие развития процессов турбулентности жидкости.

Из формулы (14; 15) следует, что для ламинарного режима фильтрации растворов в блоках ПВ зависимость (15) приобретает вид формулы (14), т.к. при $n=1,0$, $n^2 = n \sqrt{4F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}}} = 1$.

Таким образом, формула (15) являлась объединенной с (14), позволяет определить величину $K_{\text{э}}$ при различных режимах фильтрации растворов в блоках ПВ при условии $K_{\text{ф}}^H \geq 0,025$ м/сут.

При значениях $K_{\text{ф}}^H < 0,025$ м/сут зависимость $K_{\text{э}} = f(K_{\text{ф}}^H)$ (рис. 6) приводится к виду:

$$K_{\text{э}} = K_{\text{э}}^{\text{max}} \cdot \frac{K_{\text{ф}}^H}{0,025} = \frac{0,8 K_{\text{ф}}^H}{0,025 n^2}, \quad (16)$$

где $K_{\text{э}}^{\text{max}}$ - максимальное значение коэффициента снижения производительности для ламинарного ($n=1,0$) и турбулентного ($n=0,5$) режимов фильтрации растворов в блоках ПВ при отношении $F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}} = 1,0$ и $K_{\text{ф}}^H = 0,025$ м/сут.

Преобразовав формулы (15) и (16) при условии $F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}} = 1,0$ и $K_{\text{ф}}^H = 0,025$ м/сут, соответственно получим:

$$K_{\text{э}} = \frac{\sqrt{0,016}}{n^2 \sqrt{0,025}} = \frac{0,8}{n^2}, \quad (17)$$

$$K_{\text{э}} = \frac{0,8 \cdot 0,025}{0,025 n^2} = \frac{0,8}{n^2}. \quad (18)$$

В виду равенства полученных значений $K_{\text{э}}$ по формулам (17) и (18) для величин $F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}} = 1,0$ и $K_{\text{ф}}^H = 0,025$ м/сут зависимости (14) и (15) преобразованы к общему виду:

$$K_{\text{э}} = \frac{h \cdot K_{\text{ф}}^H \sqrt{F_{\text{дрен.}}}}{n \sqrt{4F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}}}} \cdot \sqrt{K_{\text{ф,крит.}}^3 \cdot F_{\text{нагн.}}}, \quad (19)$$

где $K_{\text{ф,крит.}} = 0,025$ м/сут – критический коэффициент фильтрации пород, при котором происходит наибольшее снижение приемистости растворов нагнетательных устройств ($K_{\text{э}} = 0,8$ для $n=1,0$ и $K_{\text{э}} = 3,2$ для $n=0,5$).

Из полученной зависимости (19) следует, что в диапазоне начальных коэффициентов фильтрации $0,025 < K_{\text{ф}}^H \leq 0,025$ м/сут, при прочих равных геотехнологических условиях, с увеличением $K_{\text{ф}}^H$ коэффициент снижения производительности блоков ПВ по растворам будет возрастать.

Его максимальные значения при $F_{\text{нагн.}}/F_{\text{дрен.}} = 1,0$ и $K_{\text{ф}}^H = 0,025$ м/сут достигают величин $K_{\text{э}} = 0,8$ при ламинарном ($n=1,0$) и $K_{\text{э}} = 3,2$ при турбулентном ($n=0,5$) режимах фильтрации растворов в блоках ПВ, т.е. соответствовать установленным на практике величинам.

Исходя из условий размерности, эмпирический показатель h , численно равный 0,125, должен иметь размерность, м/сут, т.е. скорости фильтрации растворов в зонах нагнетательных и дренажных устройств и отражать совокупные процессы коагуляции порово-трещинного пространства в массиве, контролируемые размером и содержанием в растворах пелитовых твердых частиц и наличием ГПСМ.

Максимальное снижение производительности блоков ПВ, как отмечено выше, происходило при $K_{\text{ф}}^H = K_{\text{ф,крит.}}$ или отношениях $\eta/K_{\text{ф}}^H = 5$.

При значениях $K_{\text{ф}}^H \neq K_{\text{ф,крит.}}$ ($\eta/K_{\text{ф}}^H \neq 5$) величина показателя $K_{\text{э}}$ постоянно уменьшается. В одном случае ($K_{\text{ф}}^H > K_{\text{ф,крит.}}$) за счет того, что тонкие твердые пелитовые частицы большей частью транспортируются потоком растворов через порово-трещинную среду в дренажные устройства, тем самым не увеличивая гидравлическое сопротивление массива рудоносных пород (возрастает величина $F_{\text{дрен.}}$). В другом случае (при $K_{\text{ф}}^H < K_{\text{ф,крит.}}$) за счет меньшего размера сечения порово-трещинного пространства, где наличие ГПСМ проявляется непосредственно, тонкие твердые частицы, в основном, накапливаются в зонах массива рудоносных пород нагнетательных устройствах, тем самым, увеличивая гидравлическое сопротивление потоку растворов.

Для снижения отрицательного влияния на эксплуатацию блоков ПВ факторов коагуляции целесообразно также снижать скорость фильтрации растворов в зонах нагнетательных устройств, совершенствуя их по характеру и конструктивным особенностям. Однако на практике такой подход, как правило, не всегда является экономически оправданным решением.

Твердые частицы дисперсной фазы, при условии,

что их размер меньше, чем порово-трещинные каналы массива рудоносных пород, существенно меняют фильтрационные свойства пород. Поскольку выщелачиваемые глинистые рудоносные породы трещиноваты и их коллекторские свойства на 60-85% обусловлены микротрещинами, то эти глинистые частицы вместе с сформированными на их поверхности ГПСМ глубоко проникают в рудоносный породный массив и существенно меняют активную поверхность приема растворов. Именно соотношением размеров твердых частиц дисперсной фазы рабочих растворов (d_i) и размером порово-трещинных каналов (D_i), а также степенью трещиноватости пород объясняется тот факт, что коэффициенты снижения производительности блоков выщелачивания с относительно хорошо проницаемыми рудами всегда больше таковых в блоках ПВ с плохо проницаемыми рудами ($\eta_i = D_i/d_i$). Кольматация порово-трещинных каналов происходит при $\eta_i < 5 \div 6$, при $\eta_i > 5 \div 6$ твердые частицы большей частью проникают (уносятся транзитом) через порово-трещинную среду.

Выводы:

1. За счет высоких скоростей фильтрации растворов в порах и трещинах слабо проницаемых пород также развивается процесс отрыва глинистых частиц от стенок порово-трещинной среды и их перемещение по каналам массива (процесс суффозии). Такое перемещение твердых частиц вместе с ГПСМ обеспечивает снижение порозности рудоносного пласта и соответственно проницаемости рудоносных пород не только в зонах нагнетательных устройств, но и всего массив в целом.

2. Процесс увеличения гидравлических сопротивлений рудоносных пород в блоках ПВ носит необратимый характер и не может быть полностью исключен только за счет реверсирования потоков, т.е. взаимозаменяемости нагнетательных и дренажных систем. Промывка нагнетательных скважин с целью избавления от механической кольматации рудоносных пород и реверсирование направления движения растворов в рудоносном породном массиве в процессе выщелачивания являются полумерой, лишь частично замедляют формирование гидравлических сопротивлений.

УДК 622.235.5

© Норов Ю.Д., Бибик И.П., Ивановский Д.С. 2011 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КОЭФФИЦИЕНТ СБРОСА ПРИ ВЗРЫВНОМ ПЕРЕМЕЩЕНИИ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Норов Ю.Д., зам. начальника ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, проф., Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук, Ивановский Д.С., инженер по горным работам ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Анализ существующих схем взрывания показал, что при традиционной технологии взрывного перемещения вскрышных пород во внутренние отвалы нельзя повысить коэффициент сброса, так как применяемые схемы взрывания используются в практике для дробления горного массива.

Разработанные ранее методы управления перемещением горных пород взрывом вертикальных скважинных зарядов недостаточно эффективны из-за увеличенного удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) при высокой стоимости применяемых в настоящее время промышленных ВВ.

Установлено, что увеличение удельного расхода ВВ приемлемо при разработке трудновзрываемых пород и пород средней взрываемости. В легко взрываемых породах повышение удельного расхода ВВ, а значит и повышение стоимости буровзрывных работ, экономически не оправдывает себя.

В этих условиях увеличение коэффициента сброса целесообразно лишь за счет применения на-

клонных скважин. Главным же недостатком разработанных ранее методов является то, что при проведении массовых взрывов на сброс не учитываются разнопрочные литологические свойства горных пород, находящихся в верхней части уступа. Для определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ проведены опытно-промышленные взрывы на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов, представленного разнопрочными вскрышными породами, которые имеют резкое различие прочностных и акустических свойств (табл., рис. 1-7). Они характеризуются многоярусным распределением различных литологических разностей в пределах одного уступа с превалирующим наличием мягких песчано-глинистых пород.

При этом крепкие включения залегают в верхней части уступа и отличаются относительно небольшой мощностью (рис. 1).



Рис. 1. Массив разнопрочных вскрышных пород Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов



Рис. 2. Экспериментальный участок для определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород

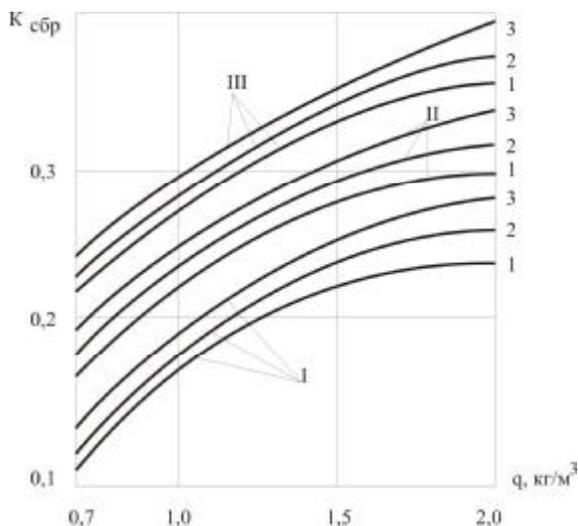


Рис. 3. Изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и углах наклона скважин: I, II, III – угол наклона скважин, соответственно, 0° , 15° , 30° ; 1, 2, 3 – ширина заходки, соответственно, 25, 20, 15 м

Проведенные экспериментальные исследования (рис. 2) позволили установить изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин к горизонту, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков.

Анализ зависимостей изменения коэффициента сброса от удельного расхода ВВ, приведенный на рис. 3, показывает, что коэффициент сброса резко возрастает с ростом удельного расхода ВВ. Его увеличение от $0,7$ до 2 kg/m^3 позволяет увеличить коэффициент сброса в 2 раза.

Характер зависимости показывает, что при значениях удельного расхода свыше $1,5-1,8 \text{ kg/m}^3$ интенсивность приращения коэффициента сброса стабилизируется. Также установлено, что ширина за-

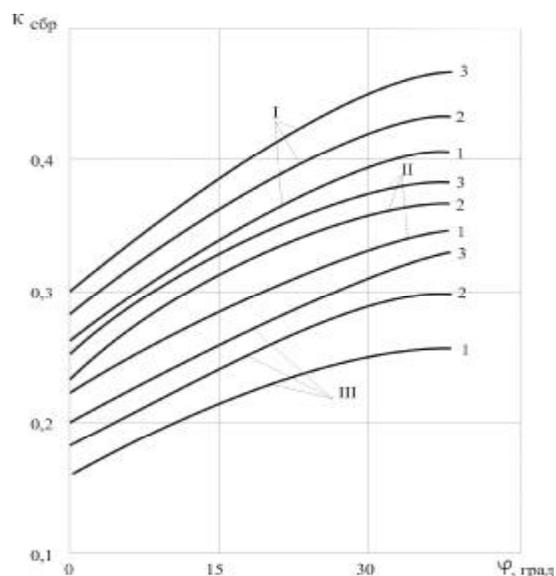


Рис. 4. Изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от угла наклона скважин к горизонту при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, $1,5$; $1,0$; $0,7 \text{ kg/m}^3$; 1, 2, 3 – высота уступа, соответственно, 10, 15, 20 м

ходки оказывает влияние на коэффициент сброса. С уменьшением ширины заходки от 25 до 15 м коэффициент сброса разнопрочных горных пород увеличивается.

Характер зависимости, приведенный на рис. 4, свидетельствует о том, что максимальное значение коэффициента сброса достигается при угле наклона скважин к горизонту 30° .

Дальнейшее увеличение угла наклона практически не влияет на количество сбрасываемых в отвал разнопрочных горных пород.

Увеличение угла наклона скважин свыше 30° может привести к снижению устойчивости скважин и к осложнениям процессом бурения и заряжания,

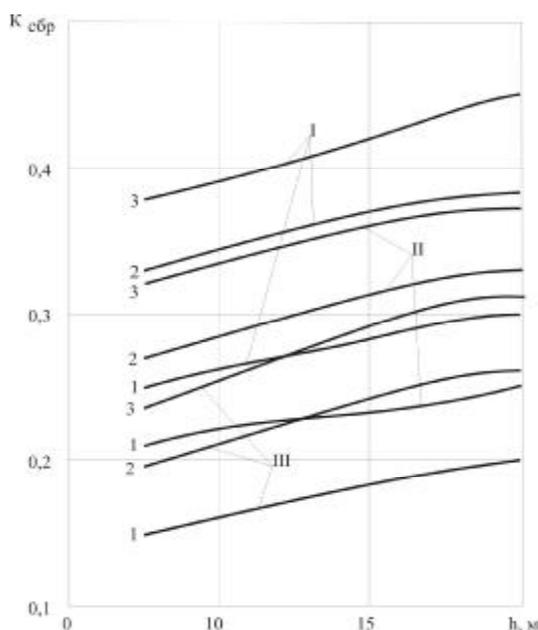


Рис. 5. Изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от высоты уступа при различных углах наклона скважин к горизонту и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 kg/m³; 1, 2, 3 – угол наклона скважин, соответственно, 0°, 15°, 30°

поэтому угол наклона скважин целесообразно ограничить 30°.

Исследованиями установлено, что с уменьшением ширины заходки и увеличением высоты уступа и удельного расхода ВВ значение коэффициента сброса увеличивается. При транспортной системе разработки высоту уступа необходимо определять горно-техническими факторами и принимать максимально возможной, исходя из параметров бурового оборудования.

На рис. 5 приведено изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от высоты уступа при различных углах наклона скважин и удельном расходе ВВ. Установлено, что с увеличением высоты уступа коэффициент сброса разнопрочных горных пород увеличивается. Причем при угле наклона скважин к горизонту 30° и удельном расходе ВВ 1,5 kg/m³ достигается максимальная дальность перемещения горных пород взрывом.

Установлено, что с увеличением ширины заходки значение коэффициента сброса уменьшается, хотя ширина развала с ее увеличением растет (рис. 6). Поэтому с точки зрения достижения максимального эффекта сброса ширину заходки целесообразно принимать минимально допустимой по технологическим соображениям.

На рис. 7 приведены зависимости коэффициента сброса в разнопрочных горных породах от мощности крепких включений при различном удельном

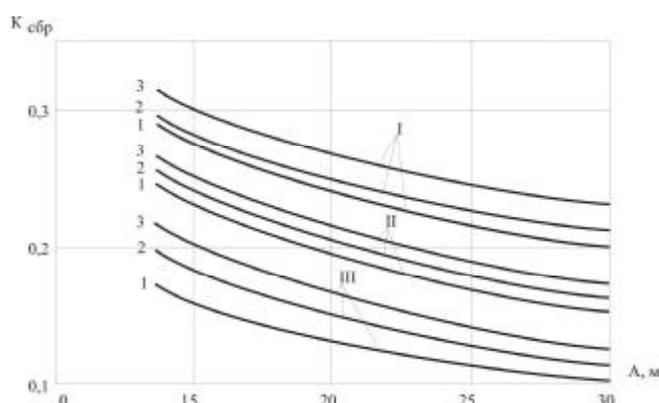


Рис. 6. Изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от ширины заходки при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 kg/m³; 1, 2, 3 – высота уступа, соответственно, 10, 15, 20 м

расходе ВВ и углах наклона скважин к горизонту. В результате опытно-промышленных взрывов выявлено, что с увеличением мощности крепких включений коэффициент сброса увеличивается, а максимальный эффект взрывного перемещения достигается при удельном расходе ВВ 1,5 kg/m³ и угле наклона скважин к горизонту 30°.

В результате статистической обработки полученных результатов разработана формула расчета коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ:

$$K_{сбр} = \frac{q(0,4\sin^2 a_c + 0,65)(0,5 - 0,016 m)}{0,01\sqrt[3]{Ah + q}}$$

где q – удельный расход ВВ, kg/m³;

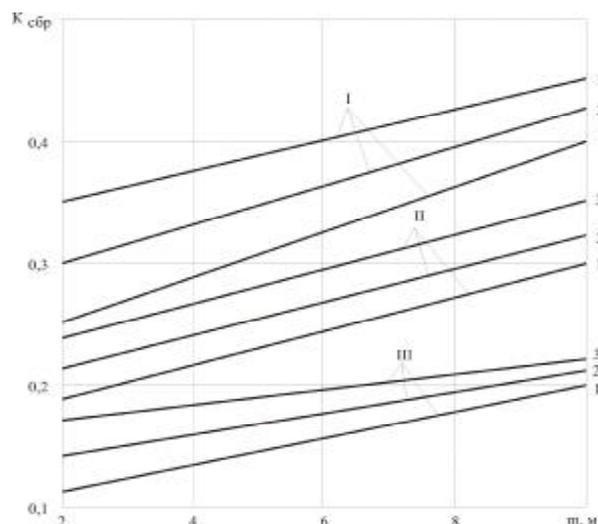


Рис. 7. Изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от мощности крепких включений при различных удельном расходе ВВ и углах наклона скважин к горизонту: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 kg/m³; 1, 2, 3 – угол наклона скважин к горизонту, соответственно, 0°, 15°, 30°

α_c - угол наклона скважин к горизонту, град.;
 A – ширина заходки, m;
 h – высота уступа, m;
 m – мощность крепких пропластков, m.

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,94 \pm 0,012$.

В результате проведенных исследований в промышленных условиях определены эффективные параметры БВР при взрывном перемещении разнопрочных горных пород (табл. 1).

Таким образом, установлено изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин к горизонту, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков, в результате которого разработана формула расчета коэффици-

Таблица 1

Эффективные параметры перемещения разнопрочных горных пород на сброс

№ п/п	Параметр	Значение
1.	Диаметр скважин, mm	250
2.	Сетка скважин, m x m	5x5
3.	Удельный расход ВВ, kg/m ³	1,5
4.	Количество рядов скважин	3
5.	Высота вскрышного уступа, m	10-20
6.	Ширина заходки, m	15
7.	Угол наклона скважин к горизонту, град.	30
8.	Конструкция заряда	Сплошная
9.	Схема взрывания	Порядная
10.	Величина замедления, ms	35

ента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ.

УДК 553.76

© Музафаров А.М., Глотов Г.Н., Саттаров Г.С., Кист А.А. 2011 г.

О ВОПРОСЕ НАРУШЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА РАДИОАКТИВНОГО РАВНОВЕСИЯ МЕЖДУ ИЗОТОПАМИ УРАНА

Музафаров А.М., начальник бюро ЦНИЛ НГМК; **Глотов Г.Н.**, зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук; **Саттаров Г.С.**, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор, **Кист А.А.**, зав. лабораторией Института ядерной физики АН РУз, докт. хим. наук, профессор

Обсуждая вопрос нарушения коэффициента радиоактивного равновесия между изотопами урана, можно получить много различных идей в области минералогии, рудообразования, гидрогеологии, геохимии и ядерных процессов, происходящих в ядрах урана. Как известно природный уран состоит из 3-х изотопов ²³⁴U(0,0053%), ²³⁵U(0,72%), ²³⁸U(99,27%). По традиционно установленным данным соотношения концентрации изотопов урана ²³⁵U/²³⁸U и ²³⁴U/²³⁸U в природном уране должно быть постоянным [1-3], при этом концентрации изотопа - ²³⁴U должно быть 53,41 mkg/g. Ранее нашими исследованиями были обнаружены аномальные концентрации изотопа - ²³⁴U в продуктивных растворах и химконцентратах урана в интервале 48 - 70 mkg/g.

В течение шести лет ежеквартально отбирались продуктивные растворы и химконцентраты, поступающие на ГМЗ-1 с участков подземного выщелачивания ЮРУ, СевРУ и РУ-5, и определялся изотопный состав урана с тем, чтобы дать рекомендации для шихтовки химконцентратов с различными концентрациями - ²³⁴U для получения закиси-оксида урана с равновесной концентрацией - ²³⁴U не более 56,5 mkg/g по требованию «Заказчика».

Среднемесячная проба (3,0-3,5 l) формируется путем ежедневного систематического отбора по 100 ml

химконцентратов, поступающих из участков подземного выщелачивания.

Как показывают экспериментальные данные концентрация изотопа - ²³⁴U в различных месторождениях различается друг от друга. Расстояние между месторождениями, где добывается уран миниреагентным, гипохлоридным, реагентным и безреагентным методами выщелачивания составляет 30 - 400 km, месторождения имеют различные геохимические особенности. Несмотря на разницу расстояния, в отобранных химконцентратах концентрации изотопа - ²³⁴U в рудниках №1, №2, №3 РУ-5 почти одинаковы (от 48 mkg/g до 50 mkg/g), а в химконцентратах Нурабада и Кетменчи также не отмечается существенных различий (от 52 mkg/g до 55 mkg/g).

Участки Сугралы, Кендыктюбе и Аэропорт месторождений СевРУ являются высококарбонатными. Учитывая это, в Северном рудоуправлении на месторождении Сугралы уран выщелачивают миниреагентной технологией (pH=4,0-5,0), то есть нагнетают воздух в пласт и добавляют H₂SO₄ не более 5 g/l, на месторождении Кендыктюбе тоже применяется миниреагентная (H₂SO₄ не более 2 g/l) технология выщелачивания (pH=6-7), на месторождении Аэропорт применяют кислотную (H₂SO₄ не более 20 g/l) технологию выщелачивания (pH=1,7-2),

на участках Северный Канимех (РУ-5) проводится эксперимент по гипохлоридному методу выщелачивания.

В продуктивных растворах СевРУ и РУ-5, где осуществляется миниреагентная (H_2SO_4 не более 2 г/л) и гипохлоридная технология выщелачивания, наблюдается нарушение коэффициента радиоактивного равновесия между изотопами урана, и концентрации изотопа ^{234}U достигают до 70 мкг/г.

Для объяснения наличия процесса нарушения радиоактивного равновесия между изотопами урана исследовали вклады следующих факторов:

- особенности ядерных превращений изотопов урана и их фракционирование;
- геохимические особенности урановых минералов, вмещающих пород и возрастов минералов;
- особенности растворения минералов в различных условиях (миниреагентного, реагентного, безреагентного и гипохлоридного методов выщелачивания).

Как отмечалось в [2], зная соотношение активности изотопов $^{234}U/^{238}U$, можно определить относительное содержание ^{234}U (в микрограммах на 1 грамм природного урана). В 1 грамме природного урана активность ^{238}U с учетом его массовой доли в смеси изотопов урана составит (Bq/g природного урана):

$$A_{U-238} = \frac{m_{U-238} * \ln 2 * N_A}{T_{U-238} * m_{U-238}} \quad (1)$$

где, m_{U-238} - относительная массовая доля изотопа ^{238}U в 1 грамме природного урана, г;
 N_A - постоянная Авогадро;
 T_{U-238} - период полураспада ^{238}U , (сек);
 μ_{U-238} - атомная масса ^{238}U .

Таковую же активность в 1 грамме природного урана имеет и ^{234}U , что соответствует его массе (грамм):

$$M_{U-234} = \frac{A_{U-234} * T_{U-234} * m_{U-234}}{\ln 2 * N_A} \quad (2)$$

где T_{U-234} период полураспада ^{234}U , с;
 A_{U-234} - удельная активность ^{234}U ;
 μ_{U-234} - атомная масса ^{234}U .

Таким образом, массовое содержание ^{234}U в исследуемых образцах природного урана будет со-

ставлять (мкг/г природного урана):

$$M_{U-234} = \frac{A_{U-234}}{A_{U-238}} * K \quad (3)$$

где A_{U-234} - измеренная активность ^{234}U , Бк;
 A_{U-238} - измеренная активность ^{238}U , Бк;
 K - пересчетный коэффициент, равный 53,41 (мкг/г природного урана).

Для альфа-спектрометрического определения изотопного состава урана использовали стандартный альфа-спектрометр с полупроводниковым PIPS-детектором, ALPHA ANALYST («CANBERRA», США) и ПРОГРЕСС-АЛЬФА (ЗАО «НПП «ДОЗА», Россия). В 2009 г. для увеличения производительности анализа и снижения порога определения изотопов установили дополнительно 6 измерительных камер в альфа-спектрометре ALPHA ANALYST («CANBERRA» США).

Так как при измерениях на альфа-спектрометре значения A_{U-238} и A_{U-234} пропорциональны интенсивности счета в соответствующих энергетических диапазонах, то массовое содержание изотопа ^{234}U (мкг/г природного урана) составит:

$$M_{U-234} = \frac{S_{U-234}}{S_{U-238}} * K \quad (4)$$

где S_{U-234} - площадь пика ^{234}U (имп.);
 S_{U-238} - площадь пика ^{238}U (имп.).

Степень смещения радиоактивного равновесия выражается в % и определяется соотношением [3]:

$$K_{pp} = \frac{a}{a_0} * 100\% \quad (5)$$

где a - отношение ^{234}U к ^{238}U в исследуемом образце;

a_0 - равновесное соотношение между изотопами урана (в нашем случае оно равно – 53,41).

В качестве примера в табл. 1 приведены экспериментально полученные результаты определения концентрации изотопа ^{234}U в химконцентратах, отобранных из ПВ участков в течение 2005 г.

Из приведенных результатов видно, что изменения средней концентрации изотопа ^{234}U для одного рудника незначительны, то есть: - средняя концентрация изотопа ^{234}U находится для рудника №1 РУ-5 в интервале от 0,92% до 0,95% масс, для рудника №2 РУ-5 в интервале от 0,97% до 0,99% масс, для рудника №3 РУ-5 в интервале от 0,95% до 0,97% масс, для рудника ЮС в интервале от 0,97% до 0,99% масс, для проб, отобранных из рудника ЮК, в интервале от

Таблица 1
 Результаты определения средней концентрации ^{234}U (mg/g) в течение 2005 г.

№ - проб	Место отбора	I-квартал	II-квартал	III-квартал	IV-квартал
P-3	Рудник-3	50,1	49,9	50,8	48,5
P-2	Рудник-2	50,4	49,5	51,1	49,4
P-1	Рудник-1	51,1	49,3	47,1	50,1
ЮС	Советабод	53,1	51,7	51,9	53,0
ЮК	Кетменчи	54,8	53,7	55,2	54,0
С	Учкудук	69,9	67,5	66,9	67,1

Таблица 2

Геолого-геохимические параметры месторождений урана

Рудоуправления	Месторождения	Общая глубина, м	Мощность, м	Минерализация, г/л	Кэфф. фильтрации, м/сутки	Протяженность, км	Кон-ция урана в руде, %	Конц. урана в водах перед рудной зоне, г/л	Конц. урана в водах за рудной зоне, г/л	Корбонатность, %
СевРУ	Сугралы	260-675	0,2 – 6	5 - 20	2 - 12	0,01 - 17	0,034-0,25	10 ⁻⁴	10 ⁻⁷	3,0-22,0
	Кендытубе	400	30	3 – 3,5	0,01-1,7	0,1 - 6	0,03			1,6-12,0
	Аэропорт				1 - 5					2,0-4,5
РУ-5	Букинай	150-200	6-8	1,5-1,9	5 - 8	200 - 400	0,028-0,08	6*10 ⁻³	10 ⁻⁷	0,30
	Бешкак	30-300	1-4	3,1-6,2	1,5 - 6	1,5 - 6	0,015-0,2	2*10 ⁻³	10 ⁻⁶	0,10
	Северный Кенимех	380-560	10-14		3 - 10					>2 55% <8 45%
ЮРУ	Сабирсай	50 - 400	5 - 8	2,5	1 - 4	11 - 20	0,03 – 0,2		10 ⁻⁶	1,5-2
	Кетменчи	100-480			3 - 6	0,3 - 2				<(2)90%

0,96% до 0,99% масс и для проб, отобранных из рудника С, в интервале от 1,25% до 1,30% масс. Ниже приведены графические зависимости коэффициента радиоактивного равновесия между изотопами урана для шести месторождений, отобранных в течение 2006-2008 гг. рис. 1.

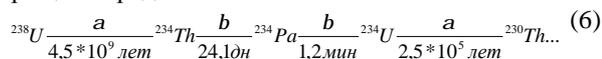
Как видно из рис. 1, коэффициенты радиоактивного равновесия между изотопами урана для каждого месторождения различаются между собой не более 10%.

Как видно из табл. 2, участки Сугралы, Кендытубе - месторождений СевРУ и участок Северный Кенимех - месторождений РУ-5 является высококарбонатными месторождениями. Учитывая это, в этих участках уран выщелачивают миниреагентной и гипохлоридной технологией.

Как показывают результаты наших экспериментов – табл. 3, на месторождениях, где применяют миниреагентная и гипохлоридная технологии выщелачивания, коэффициент радиоактивного равновесия между изотопами урана явно сдвигается в

сторону избытка изотопа - ²³⁴U, то есть концентрация изотопа - ²³⁴U в продуктивных растворах имеет значение до 70 мкг/г.

Для раскрытия вероятного фактора нарушения коэффициента радиоактивного равновесия между изотопами урана изучали последовательные превращения радиоактивных семейств элементов:



Как видно из вышеприведенной реакции, изотоп - ²³⁴U, образующийся из - ²³⁸U в результате α - распада [_{Z-2}X^{A-4}], испытывает энергию отдачи,

$$E_{234} = \frac{M_a}{M_{234}} * E_a \quad (7)$$

где M_a - атомная масса α-частицы;

M₂₃₄ - атомная масса изотопа - ²³⁴U;

E_a - энергия α-частицы изотопа - ²³⁴U, вследствие которой приобретает кинетическую энергию ~0,1 MeV.

По этой причине после первого же акта альфа -

Таблица 3

Физико-химические параметры и место отбора продуктивных растворов урана

Рудоуправление	Участок	Технологический цех	Технология выщелачивания	pH	Сухой остаток	Общая кон-ция урана в продуктивных растворах, mg/l	Общая кон-ция урана в хим-кон-грате, g/l	Кон-ция изотопа- ²³⁴ U урана, mkg/g
СевРУ	Сугралы	ЛСУ-1	Миниреагентная	5,74	4,1	36	39	50,5±1,4
		ЛСУ-2	Миниреагентна	6,10	2,4	26	34	54,4±1,2
	Кендек-тубе	ЛСУ-3	Миниреагентная	6,95	7,3	9	12	69,5±1,3
		ЛСУ-4	Миниреагентная	6,31	6,0	11	22	56,5±1,4
		ЛСУ-5	Миниреагентная	6,80	6,1	10	21	58,8±1,4
Аэропорт		Кислотная	1,71	21,2	19	28	49,5±1,3	
РУ-5	Северный Кенимех	Рудник-2	Кислотная	4,5	18	58	145,9	48,3±1,3
		Рудник-2	Гипохлоридная	8,6	24	21	136,1	67,5±1,3

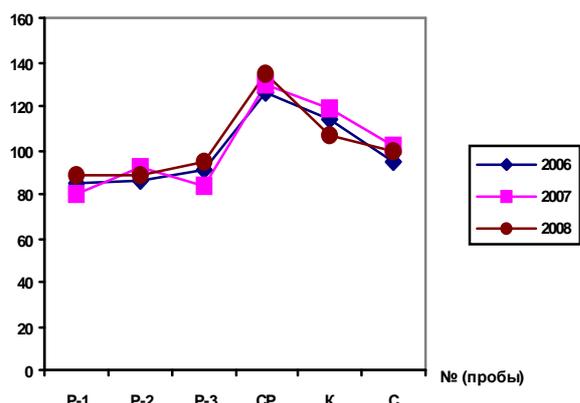


Рис. 1. Коэффициент радиоактивного равновесия между изотопами урана отобранных в течениях 2006-2008 гг.

распада изотоп ^{234}U приобретает значительную по величине энергию отдачи, достаточную для того, чтобы их связи в кристаллической решетке (урановые минералы имеют размер кристаллической решетки от $5,36$ до $5,43\text{Å}$) оказались существенно нарушенными.

Поэтому изотоп ^{234}U геохимический оказывается на порядок более подвижным по сравнению с материнским ^{238}U , то есть α – энергия (4770 keV) изотопа ^{234}U больше чем α – энергия (4195 keV) изотопа ^{238}U .

Во всех урановых минералах всегда присутствуют аллогенные и аутигенные изотопы ^{234}U , то есть изотопы ^{234}U (аллогенные), прошедшие через стадию миграции и отложившиеся в данном минерале в кристаллических узлах вместе с изотопами ^{235}U и ^{238}U в связанной форме и изотопы ^{234}U (аутигенные), образовавшейся в данном минерале в свободной форме за счет ядерного превращения на основании реакции (6) после отложения урана. Аутигенные изотопы ^{234}U получают энергию отдачи на основании (7) и покидают кристаллическую решетку минерала и концентрируются в поровом пространстве и в капиллярах, заполненных подземной водой.

Когда в этих минералах и водах происходит внешнее влияние, то есть попадает растворенный кислород, гипохлорид или кислота, тогда в поведении этих изотопов происходит фракционирование (разного поведения в одной среде).

Результаты исследования показывают:

- уран, в основном, более 90% из общего количества урана в месторождениях находится в виде

- окси (настуран, уранинит), а в интервале 10-15% в виде силиката (коффинит, надкевит) и сложных минералов (браннерит, давидит, титанит и фосфаты);

- изотоп урана ^{234}U находится в валовом природном уране в равновесном количестве 0,0053% (аллогенный) и дополнительно образуется за счет радиоактивного распада изотопа ^{238}U (аутогенный). При появлении в образце за счет аутогенных процессов изотопа ^{234}U увеличивается изменение соотношения изотопов $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$;

- за счет радиоактивного распада содержание изотопа ^{234}U (период полураспада - $2,45 \cdot 10^5$ лет) в минералах более раннего образования будет меньше, чем у минералов более позднего образования, так как период полураспада изотопа урана ^{238}U составляет - $4,46 \cdot 10^9$ лет;

- при безреагентном, миниреагентном и гипохлоридном выщелачивании урана из минералов в жидкой фазе переходят изотопы ^{234}U , покидавшие кристаллические решетки за счет ядерного распада, при этом вероятно, разрушаются только более молодые минералы урана, так как они еще не геодифференцированы.

Повышается содержание изотопа ^{234}U в продуктивных растворах и, учитывая, что их количество в руде относительно меньше, чем во всех минералах, содержание общего урана составляет в продуктивных растворах в интервале 2-5 mg/l и в химконцентрациях 10-30 g/l. При этом концентрация изотопа ^{234}U в химконцентрациях составляет до 70 mkg/g;

- при жестком кислотном выщелачивании растворяются все минералы урана (и старые, и только образованные), содержащие природный уран (^{234}U , ^{235}U , ^{238}U).

В этом случае содержание общего урана в продуктивных растворах составляет до 150 mg/l, в химконцентрациях составляет 120-140 g/l и, учитывая, что количество старых минералов составляет более 90%, в продуктивных растворах и химконцентрациях изотоп ^{234}U находится в равновесном количестве (53,4 mkg/g).

В природных условиях обогащение и обеднение урановых руд изотопами ^{234}U происходит в сложных геологических обстановках, где один главный фактор определить очень сложно. Тем не менее, вышеприведенные результаты исследований имеют место для раскрытия механизма нарушений радиоактивного равновесия между изотопами урана.

Список литературы:

1. Музафаров А.М., Саттаров Г.С. и др. Исследование изотопного состава урана альфа - спектрометрическим методом. //Горный вестник Узбекистана. 2005г., №2.(21). 94-98 стр.
2. А.Г. Ветров. О псевдомиграции радия при формировании молодых урановых руд. В книге сборник научных трудов. Методы рудной геофизики. Ленинград. 1987г. 59-63 стр.
3. Возжеников Г.С., Бельшиев Ю.В. Радиометрия и ядерная геофизика. Учебное пособие. Екатеринбург. 2006г. - 418 с.

ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СЕЛЕКЦИИ НИЗКОСОРТНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МУРУНТАУ

Федянин С.Н., зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук; Лунин С.В., директор Центрального рудоуправления НГМК; Федянин А.С., зам. начальника ПТО Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Анализ тенденций развития горно-металлургического производства, специализирующегося на добыче и переработке золотосодержащих руд, показывает, что на фоне неизменного ухудшения горно-геологических и горно-технологических условий разработки сложно-структурных месторождений, связанных с увеличением глубины вскрытия рудных залежей, явно недостаточно исследований, направленных на повышение эффективности горных работ. Важным аспектом является изучение изменчивости технологических типов кондиционных и низкосортных руд, содержаний в них основных и сопутствующих полезных (рудных) компонентов, вредных примесей, прочностных свойств породной матрицы, гранулометрического и минералогического состава руд и вмещающих их пород. В результате таких исследований могут быть определены физические эффекты – разделительные признаки, на основании которых становится возможным применение механических способов технологической селекции руд – разделения на сорта по содержанию рудных компонентов и вредных примесей, упорности к извлечению рудных компонентов по используемым технологиям гидрометаллургического и пирометаллургического производства. Особенно актуальными такие исследования становятся на этапе, когда в результате усложнения условий производства горных работ в стесненных пространствах глубоких карьеров рудника уже не могут обеспечить загрузку перерабатывающих комплексов товарной рудой от добычи на полную мощность.

При этом на складах (резервных отвалах) к этому времени уже накоплены значительные объемы низкосортных руд, которые не могут быть вовлечены в переработку по двум причинам. Во-первых, из-за нерентабельности их передела по используемым технологиям без предварительного обогащения. Во-вторых, при шихтовке ими товарной руды наличие в них высоких содержаний вредных примесей приводит к резкому ухудшению технологических свойств перерабатываемой руды.

Так, например, с начала эксплуатации месторождения Мурунтау из недр извлечено более 1,2 млрд. м³ (~ 3 млрд. т) горной массы и отгружено на гидрометаллургические заводы Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК) и на

переработку методом кучного выщелачивания более 900 млн. т руды. Соответственно в резервных отвалах за более чем 40 лет существования рудника Мурунтау накоплен объем горнорудной массы, составляющий ~2/3 от объема массы, извлеченной из недр, а ~1/3 объема, после гидрометаллургического передела в виде отходов (хвостовой пульпы) перемещен в хвостохранилища НГМК.

Статистическими исследованиями данных геологического опробования скважин эксплуатационной разведки месторождения Мурунтау, характеризующего объем недр в 217,9 млн. м³, установлено, что в 39,1% разведанного объема недр содержание золота фоновое (0,15 Сб) и его запасы в этой доле массы не превышают 7,6% от суммарных, (Сб – бортовое содержание золота при разделении рудной массы на забалансовую руду и минерализованную массу).

Следовательно, отбраковка породной (заведомо безрудной) массы может существенно улучшить технологические показатели качества руды, вовлекаемой в переработку, уменьшить её объемы и будет способствовать минимизации потерь и разубоживания, что в итоге значительно повысит экономическую эффективность горноперерабатывающего производства в целом.

В настоящее время производительность ГМЗ-2, основного потребителя руды рудника Мурунтау, достигла 35 млн. т/год, при этом, помимо товарной руды, в переработку вовлекается 1,5 млн. тонн низкосортной руды текущей добычи с содержанием 1,15 Сб.

Анализ стратегии развития горно-перерабатывающего производства ЗЗК показывает, что для безусловного выполнения Государственного заказа по выпуску золота в ближайшей перспективе станет рентабельнее увеличить поставку на завод доли руды с более низким содержанием золота (1,0-1,2 Сб), нежели обеспечивать достигнутый уровень поставки товарной руды (более 1,5 Сб) за счет добычи. Это связано с тем, что затраты на горные работы с увеличением глубины карьера возрастают, доля добычи относительно вскрыши в суммарном объеме горных работ убывает, а повысить объем добычи за счет размещения дополнительной горной техники и транспорта в стесненных условиях карьера практически невозможно.

На месторождении Мурунтау специализированными на золото являются породы кварцевой формации. Вместе с тем аномальные аккумуляции золота присутствуют во всех типах пород, слагающих зону внутренней вскрыши этого месторождения.

В породах кварцевой формации золото присутствует в самородной форме и извлекается в гравикоцентрат, а также в тонкодисперсной форме, из которой практически полностью извлекается методом сорбционного цианирования при измельчении руды до тонкой фракции (выход фракции 200 меш свыше 80%). Золото в метаморфизованных сланцах, слагающих зону внутренней вскрыши, присутствует в виде изоморфной примеси, в основном, в железосодержащих минералах – в сульфидах, оксидах и их переходных формах. Оно также сорбировано углистым веществом этих пород. Попадание последнего с шихтой в товарную руду приводит к резкому ухудшению показателей извлечения золота по технологии прямого сорбционного цианирования, т.к. существенно возрастает расход реагентов, используемых для выщелачивания золота и перевода его в раствор. Кроме того, золото из растворов, вместо сорбции на ионообменных смолах, с опережением осаждается на углистое вещество породной матрицы и уходит в хвостах флотации. Изоморфные включения золота в железосодержащие минералы имеют высокие концентрации, но по технологии цианирования извлекаются не полностью.

Например, по результатам исследований сотрудниками научно-исследовательских институтов Узбекистана - А.Х. Туресбекова (ИГиГ АН РУз), Б.Б. Василевского (ИМР) и Х.Т. Шарипова (ТХТИ) в лежалых отходах хвостохранилища ГМЗ-2 ЦРУ НГМК, остаточное содержание золота во фракции тяжелых минералов («черный шлик») составляет 3,46 Сб, а так же серебро, молибден, сурьму и железо. (Сб – бортовое содержание золота при разде-

лении рудной массы на забалансовую руду и минерализованную массу).

Уместно отметить, что по результатам испытаний технологии интенсивной гравитации (ТИГР), позволяющей выделять в концентрат фракцию тяжелых минералов, специалистами Опытной методической геолого-технологической партии (ОМГТП) НГМК (Потапов В.А. и др.) по ряду золоторудных месторождений Западного Узбекистана получены результаты, указывающие на относительно высокое содержание золота в гравикоцентрате, табл. 1.

Приведенные результаты позволяют сделать вывод, что с целью более полного извлечения золота из добываемых запасов на месторождении Мурунтау в переработку может быть вовлечена горнорудная масса зоны внутренней вскрыши. При этом она нуждается в предварительной технологической селекции, которая заключается в выделении:

- «концентрата 1» – фракции пород кремнистой формации, технологичной для извлечения золота цианированием на ГМЗ-2;

- «минерализованной массы» - остаточной массы пород сланцевой формации, технологичной для извлечения золота способом кучного выщелачивания.

Также, при необходимости, с использованием специальных технологий возможно получение отдельно тяжелой фракции железосодержащих (рудных) минералов, являющихся упорными для извлечения золота цианированием и требующих дополнительного вскрытия.

Поскольку породы кремнистой формации от метаморфизованных сланцев существенно различаются по прочностным свойствам и имеют различный коэффициент крепости σ более 1000 kg/mm^2 и менее 100 kg/mm^2 соответственно, то указанные типы пород могут быть разделены механическим способом в случае выбора оптимального режима щадящего (избирательного) дробления с последующим грохочением продукта дробления. При этом крупная фракция будет представлена крепкими породами кварцевой формации - «концентрат 1», технологичный для переработки на ГМЗ-2. Мягкие породы сланцевой формации, некоторая часть кремнистых пород и метасоматитов, а также тяжелые рудные минералы отойдут в мелкую фракцию – продукт для извлечения золота методом КВ.

Опытными работами

Таблица 1

Результаты обогащения золотосодержащих руд на опытно-промышленной установке ТИГР

Месторождение	Коэф. обогащения	Выход концентрата, %	Извлечение золота в концентрат, %
Чармитан	32,3	2,26	73,0
Гужумсай	26,7	2,90	77,65
Аджибугут	31,4	1,96	62,26
Джамансай	17,6	4,46	78,88
Каракутан	22,2	3,68	73,75
Пистали	34,2	2,43	83,43
Мурунтау (хвосты КВ)	42,8	1,91	83,37

ОМГТП по изучению зависимости содержания золота от крупности (веса) кусков размером от 50 до 100 мм, отобранных из крупнотоннажных технологических проб низкосортных руд Мурунтау. Установлено что для выборки из 4256 кусков со средним содержанием золота на уровне 0,64 Сб находится стабильно большее среднего содержание золота в кусках весом более 200 г и высокая дисперсия содержаний золота (DAu) во всех классах веса кусков, табл. 2.

Если принять плотность пород кремнистой формации, равной 2,5 г/см³, а их форму кубической или ромбоидной, то получим пороговый размер ячеек сита, равный 40 мм, т.к.

$$\sqrt[3]{200г : 2,5г / см^3} = 4,3 \text{ см.}$$

В рамках опытно-методических работ специалистами Центрального рудоуправления в Руднике Цехе кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) проведено фракционирование технологической пробы с содержанием золота 1,23 Сб из потока руды, поступающей с отвалов через щековую дробилку «Нордберг-1560» по конвейерной линии на приемный склад ЦКВЗ и получены аналогичные результаты, которые представлены в табл. 3.

Таким образом, поскольку специализация породной матрицы руд Мурунтау возрастает по мере увеличения её кремнистости, выражающейся в повышении её прочностных свойств, то в качестве высокопроизводительной и малозатратной просматривается следующая схема селекции минерализованной массы, извлекаемой из зоны внутренней вскрыши. Это - сухое каскадное щадящее избирательное дробление с последующей гранулометрической сепарацией.

При наработке оптимального режима дробления плюсовые классы просеивания будут представлены рудой, заключенной в матрице пород кремнистой формации. Это «концентрат 1», очищенный от примесей, негативно влияющий на извлечение золота по технологии цианирования, используемой на ГМЗ-2.

Конечный минусовой класс просеивания будет представлять собой сырье, благоприятное для переработки способом кучного выщелачивания (КВ). Фракция тяжелых рудных минералов, выход которой ожидается на уровне 3,5±1,5%, также будет содержаться в минусовом классе.

В зоне внутренней вскрыши горнорудная масса примерно в равной пропорции (по 1/3) состоит из породы (содержание золота менее 0,3 Сб), минерализованной массы (среднее содержание золота 0,7 Сб) и рудных включений (более 1,5 Сб). Следовательно, при отработке этой зоны указанные

Таблица 2

Показатели эффективности обогащения резервной массы руд Мурунтау по классам веса кусков

Классы веса кусков, г.	вес, г	Au Сб	К. обог.	Выход	п, шт.
от 350 до 400	366	0,64	1,00	0,0035	15
от 300 до 350	319	0,81	1,27	0,0125	53
от 250 до 300	268	1,03	1,61	0,0564	240
от 200 до 250	220	0,73	1,14	0,1513	644
		0,8		22,4%	
от 150 до 200	171	0,65	1,02	0,3487	1484
от 100 до 150	125	0,56	0,88	0,3454	1470
от 50 до 100	87	0,52	0,81	0,0822	350
среднее	163,4	0,64		сумма	4256

продукты целесообразно выделять в отдельные грузопотоки.

Решение только этой задачи позволит получить дополнительно 80-100 млн. т товарной руды из объема недр, разведанных в контурах IV очереди отработки месторождения Мурунтау.

Поскольку в технологической операции дробления и просеивания изначально заложен эффект технологической селекции исходной массы по прочностным свойствам (кремнистости), то при правильном выборе типа дробилки, режима её работы и места монтажа технологического оборудования можно будет получать дополнительные объемы товарной руды селекцией низкосортных руд.

С учетом того, что в результате внедрения предлагаемого технологического комплекса обогащения часть плановых объемов горных работ может быть переориентирована на вскрышные работы, то селекция техногенных образований (заскладированных резервных запасов) заслуживает первостепенного внимания.

Это немаловажно в сложившейся на данный момент ситуации на руднике Мурунтау, т.к. отвалы резервной массы препятствуют разному бортов карьера. Это также целесообразно исходя и из экономических соображений, поскольку затраты

Таблица 3

Результаты фракционирования технологической пробы в ЦКВЗ

Класс крупности	Выход, в %	Усл. доля запасов	извлеч., %	К обог.
исходн.	100	123,4	100	1,00
+100 мм	3,6	7,6	6,1	1,71
+75 мм	3,4	8,8	7,2	2,11
+50 мм	10,4	10,0	8,1	0,78
+25 мм	17,9	19,7	16,0	0,89
+12,5 мм	17,5	21,0	17,1	0,98
+3,35 мм	25,7	31,1	25,3	0,98
-3,35 мм	21,4	25,3	20,5	0,96

на добычу, предварительное дробление и транспортировку резервной массы из чаши карьера, её складирование уже понесены и погашены прибылью от производства золота.

Этот вариант выгоден и тем, что в нем полностью отсутствует зависимость от работы горнотранспортного оборудования карьера; затраты на строительство энерго-, транспортных и вспомогательных коммуникаций низкие; малые расстояния и простые условия транспортирования и складирования продуктов обогащения; имеется возможность поэтапного строительства крупных высокопроизводительных рудообогатительных комплексов (РОК) на базе унифицированных модульных блоков. В этом варианте возможно периодическое освобождение зоны складирования массовыми вывозами продуктов обогащения соответственно на ГМЗ-2, ЦКВЗ и в породные отвалы.

В случае привязки к схеме рудоподготовки минерализованной массы в ЦКВЗ, РОК должен включать следующее технологическое оборудование:

- приемный бункер с колосниковым грохотом перед дробилкой для отсеивания крупной фракции крепких пород, предположительно класса +150 мм, – «продукт 1» для ГМЗ-2;
- дробилка, например «Нордберг-1560», для дробления подгрохотного продукта предположи-

тельно на классы крупности ± 40 мм с целью получения крепкой условно крупной фракции и мелочи – смеси мягких и крепких пород;

- конвейера для доставки продукта дробления на приемную площадку ЦКВЗ;
- грохот с заданным размером ячеек сита для выделения из массы, доставленной на приемную площадку ЦКВЗ, фракции для ГМЗ-2;
- комплекс рудоподготовки ЦКВЗ.

Качество получаемых продуктов обогащения должно регулярно заверяться данными внешнего контроля, под которым понимаются результаты гамма-активационного анализа (ГАА) на золото контрольных сменных проб и проб контрольного геологического опробования готовых партий продуктов рудоподготовки.

В этой связи в технологической схеме РОК должен быть предусмотрен геологический контроль и подготовка сменных проб (сокращение, дробление, затаривание в кюветы, транспортировка проб в ЦЛ ГАА), обработка результатов опробования, данных ГАА и т.д.

Соотношение продуктов рудоподготовки, их качество и производительность комплекса можно будет определить по результатам масштабных промышленных испытаний предлагаемой технологической схемы.

УДК 622.286.4(043.3)

© Мирзаева Ф.Ж., Арапбаев Н.Е., Норов Д.Ш. 2011 г.

КРИТЕРИЙ ОЦЕНКИ ПРИМЕНЕНИЯ ЗАЩИТНОЙ СПОСОБНОСТИ ЭКРАНА ПРИ КОНТУРНОМ ВЗРЫВАНИИ

Мирзаева Ф.Ж., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Арапбаев Н.Е., соискатель НГГИ; Норов Д.Ш., магистр НГГИ

Устойчивость откосов в скальных породах определяется физико-механическими свойствами пород, протяженностью и ориентацией трещин относительно откоса, а также сцеплением, углом внутреннего трения по контакту, неровностью поверхности трещин и свойствами заполнителя.

В результате нарушения при взрыве происходит разрушение горных пород законтурного массива вследствие изменения трещиноватости, появления остаточных деформаций, снижения прочностных характеристик по контактам структурных блоков.

Наиболее объективной характеристикой снижения устойчивости приоткосной части уступа является изменение прочностных характеристик по контакту трещин. Однако трудности определения этих характеристик в натуральных условиях не позволяют

использовать их в качестве критерия при оценке устойчивости откосов.

Установлено, что при долговременном стоянии профиль уступа приближается к профилю границы зоны нарушений. Поэтому по размерам нарушенной зоны и профилю границы зоны остаточных деформаций можно судить о длительной устойчивости уступа.

Количественную оценку эффекта от применения метода предварительного щелеобразования предлагается производить с помощью коэффициента эффективности применения контурного взрывания (рис. 1), которая определяется по формуле:

$$K_3 = \frac{R}{R_3} = \frac{r - r_0}{r_3 - r_0}, \quad (1)$$

где K_3 - коэффициент эффективности применения контурного взрывания;

R и R_3 - ширина зоны опасных деформаций за проектной границей отрыва, соответственно при отсутствии и при наличии экрана, м;

r и r_3 - расстояние от заряда ВВ до границы зоны опасных нарушений соответственно без экрана и при его наличии, м;

r_0 - расстояние от заряда ВВ до экрана, м.

Согласно схемы, приведенной на рис. 1, массовая скорость смещения за фронтом волны направлений в массиве описывается выражением вида:

$$U = K \left(\frac{\sqrt{Q}}{r} \right)^n, \quad (2)$$

можно записать:

$$r = \left(\frac{K}{[U]} \right)^{1/n} \cdot Q^{1/m},$$

$$r_0 = \left(\frac{K}{[U_n]} \right)^{1/n} \cdot Q^{1/m},$$

$$r_3 = \left(\frac{K}{K_a [U]} \right)^{1/n} \cdot Q^{1/m}.$$

Тогда

$$K_3 = \frac{(U_n^{1/n} - [U]^{1/n}) K_a^{1/n}}{U_n^{1/n} - [U]^{1/n} \cdot K_a^{1/n}}, \quad (3)$$

где K - коэффициент грунтовых условий;

Q - масса скважинного заряда ВВ при контурном взрывании, кг;

$[U]$ - критическое значение массовой скорости смещения за фронтом волны напряжений (при $U < [U]$, разрушающие деформации массива отсутствуют), м/с;

U_n - массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, приходящей к экрану, м/с, при r_0 равном радиусу зоны дробления U_n определяется прочностью породы;

K_a - амплитудный коэффициент экранирования:

$$K_a = \frac{U_n}{U_{np}}, \quad (4)$$

где U_{np} - массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, прошедшей через экран, м/с;

μ и ν - показатели степени.

Полученная формула (3) показывает, что имеются два возможных пути снижения ширины зоны остаточных деформаций:

1. Выбор параметров взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающих соответствующее ограничение напряжений в падающей волне сжатия.

2. Установление параметров оконтуривающих зарядов, обеспечивающих создание экранирующей щели с повышенной защитной способностью.

Из (3) следует, что практически при любом значении K_a можно подобрать параметры взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающие ограничение размеров зоны деформации в заданных пределах. Однако в условиях интенсивной отработки карьерного поля с использованием высокопроизводительной техники введение значительных ограничений БВР в приконтурных зонах экономически нецелесообразно.

В работе [1] амплитудный коэффициент экранирования предлагается определять по формуле:

$$K'_a = \left[\left(\frac{\rho V}{\rho_3 V_3} \right)^2 \cdot \frac{\rho^2 f^2 l_3^2}{V_3^2} + 1 \right]^{0.5}, \quad (5)$$

где ρ и ρ_3 - плотность породы и заполнителя полости щели, kg/m^3 ;

V и V_3 - скорость распространения продольных волн в породе и заполнителе полости щели, м/с;

l_3 - ширина экранирующей щели, м;

f - частота нагружений при взрыве в приконтурной ленте, Hz.

Экранирующая щель располагается непосредственно на границе зоны дробления. Импульс напряжений имеет сравнительно простую форму, так как на рассматриваемых расстояниях еще не происходит разделения фронтов продольной и поперечной волн. Поэтому при замедленном взрывании и взрывании одиночных зарядов в приконтурной зоне частоту колебаний следует принимать равной:

$$f = \frac{1}{2t}, \quad (6)$$

где t - время существования положительной фазы волны напряжений, с.

При короткозамедленном взрывании в приконтурной зоне частота колебаний обратно пропорциональна времени замедления. Значение t определяется экспериментально. Для ориентировочных расчетов можно считать t равным времени поддержания давления во взрывающей полости, которое [2-4] при взрывании уступов высотой 10-20 м составляет 8-15 мс.

В формуле (5) не учитывается потеря энергии на пластические деформации заполнителя полости, хотя для щели, заполненной дробленой породой, эта вели-

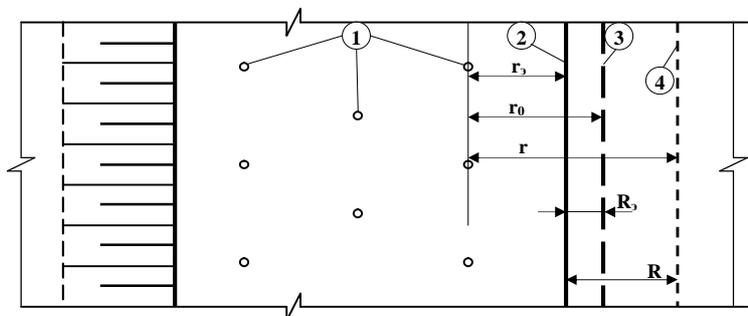


Рис. 1. Схема к расчёту коэффициента эффективности применения контурного взрывания: 1 - заряды дробления в приконтурной зоне; 2 - проектный контур (экранирующая щель); 3 - граница зоны остаточных деформаций при наличии экранирующей щели; 4 - границы зоны остаточных деформаций при взрыве без экрана

чина может быть значительной. Следовательно, амплитудный коэффициент экранирования следует определять на условия:

$$K_a = K'_a + K_n, \quad (7)$$

где K'_a - определяется из (5);

K_n - коэффициент, учитывающий снижение напряжений за счет потери энергии на пластические деформации заполнителя щели.

$$K_n = \left(\frac{A_0}{A_0 + \Delta A} \right)^{0,5},$$

где A_0 - энергия в волне сжатия, прошедшая границу экранирующей щели (подводимая к проблемной породе, заполняющей щель);

ΔA - потеря энергии на пластические деформации заполнителя.

Согласно теории упругости, энергия, приходящаяся на единицу длины щели (в плоскости разреза, нормального к ее полости), при плоской выдаче может быть определена из условия:

$$A_0 = \frac{\sigma^2 (1+m)(1-2m)}{2E} l_0,$$

где σ - снижающее напряжение во фронте волны при переходе через границу и экранирующей щели;

E_1, μ - модуль деформации и коэффициент Пуассона на ветви нагружения;

l_0 - одиночная длина.

Потеря энергии на дробление заполнителя щели:

$$\Delta A = A_n - A_p = \frac{\sigma^2 (1+m)(1-2m)}{2E} \left(\frac{1}{E_1} - \frac{1}{E_2} \right) l_0,$$

где A_n и A_p - соответственно, затраты энергии на сжатие заполнителя и энергия его упругого восстановления при снятии нагрузки;

E_2 - модуль деформации заполнителя на ветви разгрузки.

После подстановки получим:

$$K_n = \left[1 - l_0 \left(1 - \frac{E_1}{E_2} \right) \right]^{-0,5} \quad (8)$$

Отношение модуля деформации на ветви нагружения к модулю деформации на ветви разгрузки для дробленого материала по данным [5] составляет: для эффузивных пород - 0,26; для интрузивных - 0,33; для известняков - 0,207; для сланцев - 0,50.

Таким образом, защитная способность экранирующей щели при контурном взрывании на открытых горных работах может быть оценена амплитудным коэффициентом, зависящим от ширины экранирующей щели, длительности взрывного импульса и физико-механических свойств заполнителя щели, по формуле:

$$K_a = \left[\frac{\left(\frac{rVpf l_0}{r_0 V_0^2} \right)^2 + 1}{1 - l_0 \left(1 - E_1/E_2 \right)} \right]^{0,5} \quad (9)$$

Таким образом, разработаны критерии оценки работы экранирующих щелей через коэффициент их защитной способности, который имеет параболическую зависимость от ее ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения массива взрыва.

Список литературы:

1. Прищела Е.А., Кучерявый Ю.Ф., Майнов В.И. Эффективный способ снижения сейсмического эффекта в ближней зоне. - В сб.: Взрывное дело. - М.: Недра, 1972, №71/28. - С. 181-184.
2. Друкованый М.Ф., Ефремов Э.И. Область применения метода взрывания высоких уступов и механизм разрушения пород - Горный журнал, 1970, №11. - С.39-41.
3. Сеинов И.П., Жариков И.Ф., Валлиев Б.С. Об эффективности применения активной забойки. - В сб.: Взрывное дело. - М.: Недра, 1972, №71/28.
4. Симанов В.Г., Безматерных В.А. О зависимости давления продуктов детонации в скважине от естественной трещиноватости массива. - Известия ВУЗ. Горный журнал, 1973, №3. - С.63-65.
5. Любимов Н.П., Морозов В.И. Физико-механические свойства рудовмещающих горных пород. - М.: Недра, 1973. - 120 с.

УДК 622.775

© Глотов Г.Н. 2011 г.

ФАКТОРЫ И ПАРАМЕТРЫ, ЛИМИТИРУЮЩИЕ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОЦЕССОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Глотов Г.Н., зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук

Для пластово-инфильтрационных месторождений урана, обрабатываемых способом подземного выщелачивания (ПВ), установлен широкий диапа-

зон природных, технологических и геотехнологических факторов и параметров, которые оказывают существенное влияние на эффективность ПВ. Каче-

ственные и количественные оценки влияния этих факторов и параметров, основанные на фактических

материалах отработки месторождений, приведены в табл. 1.

Таблица 1

Оценка факторов и параметров, оказывающих влияние на эффективность ПВ

№№ п/п	Факторы, параметры	Качественная и количественная оценки влияния факторов, параметров на эффективность процесса ПВ
1. Природные (геолого-гидрогеологические факторы)		
1.	Минеральная форма нахождения урана в рудах.	Решающий отрицательный фактор при нерастворимых в слабых растворах кислот и солей минералов урана, при растворимых минералах – главный фактор, влияющий на расход реагента, т.е. на экономику процесса ПВ.
2.	Минеральный состав пород рудовмещающего горизонта.	В большинстве случаев – главный фактор, влияющий на экономику процесса ПВ (расход реагента), может являться решающим отрицательным фактором, например, для кислотного выщелачивания при преобладании карбонатных минералов.
3.	Запасы урана.	Главный фактор, влияющий на экономику процесса ПВ.
4.	Глубина залегания рудных залежей	В зависимости от сочетания с другими факторами и собственной величины может быть второстепенным (при глубине до 100 м) и главным (при глубине 500 м и более) фактором.
5.	Проницаемость руд и пород рудовмещающего горизонта.	Решающий фактор. Низкие значения проницаемости ($K_f < 0,5$ м/сут) исключают техническую возможность осуществления фильтрации выщелачивающих растворов в рудовмещающем горизонте и проведении процесса ПВ; при достаточной проницаемости ($K_f > 0,5$ м/сут) – главный фактор, определяющий дебиты скважин, т.е. влияющий на экономику процесса ПВ.
6.	Соотношение проницаемости и проводимости руд и безрудных пород продуктивного горизонта.	Главный фактор, определяющий степень разбавления продуктивных растворов и влияющий на расход реагента, т.е. влияющий на экономику процесса ПВ.
7.	Глубина залегания уровня подземных вод.	Главный фактор, определяющий высоту раствороподъема из откачных скважин и способ подачи выщелачивающих растворов в закачные скважины (свободный налив или принудительное нагнетание). Влияет на экономику процесса ПВ.
2. Природные (геолого-гидрогеологические) параметры		
8.	Морфология рудных залежей в плане.	Форма рудных залежей в плане часто определяет возможности их отработки той или иной системой, но главным фактором при выборе системы разработок является ширина залежей. Так, узкие залежи (до 50 м) могут быть наиболее эффективно отработаны только однорядным вариантом рядной группы систем или этажной системой с однорядным расположением этажных ячеек, широкие залежи (более 100-150 м) – прямоугольными и ячеистыми группами систем. Сложность строения рудных залежей в плане (простые – коэффициент рудоносности более 0,80; сложные – менее 0,80) дополнительно определяется эффективностью применения той или иной системы разработки. Так, широкие залежи простой формы могут обрабатываться продольными и поперечными вариантами прямоугольной системы, сложные – ячеистыми, рядными, этажными или комбинированными системами отработки.
9.	Морфология рудных залежей в разрезе.	По коэффициенту $K_{разб}$ (отношение суммарной спрессованной мощности рудных интервалов или отдельных рудных залежей к общей мощности этих залежей, измеряемой от её почвы до кровли с учетом всех безрудных прослоев) реально оценивается вся сложность неоднородности рудной залежи в поперечном сечении и определяется оптимальная величина длины фильтра с постановкой «на руду».
10.	Мощность рудных залежей.	Этот параметр определяет длину фильтров в технологических скважинах при постановке их «на руду», а также отношение рудной части рудовмещающего горизонта к безрудным породам – линейный коэффициент рудоносности (м/М), влияет на формирование эффективной мощности (Мэ) потока выщелачивающих растворов. При усложненном и сложном строении рудной залежи с прослоями безрудных пород между отдельными элементами залежи не менее 5 м, общая «разбавленная» безрудными породами, мощность залежи резко увеличивается – соответственно возрастает и эффективная мощность рудовмещающего горизонта, охваченная процессом ПВ, что приводит к усложнению гидродинамики процесса ПВ, к снижению его показателей; при увеличении мощности прослоев безрудных пород (более 5м) процесс ПВ ещё более усложняется. При росте абсолютного значения м/Мэ эффективность процесса ПВ повышается; например, при одинаковых линейных запасах 0,250 м% (продуктивность 4 kg/m ²) и при прочих равных условиях рудная залежь с абсолютным значением м/Мэ=0,500 будет обрабатываться в 2,16 раза эффективнее (по всем геотехнологическим показателям), чем залежи с м/Мэ = 0,100. Влияние мощности на эффективность процесса ПВ возрастает по мере роста содержания урана в рудных залежах.
11.	Содержание урана в рудных залежах.	В значительной мере влияет на эффективность процесса ПВ (это влияние оценивается к влиянию мощности на процесс ПВ, как соотношение 3-4:1). При оценке ожидаемого хода процесса ПВ по каждой конкретной рудной залежи содержание урана необходимо рассматривать в совокупности с её мощностью, так влияние содержания урана на эффективность процесса ПВ неравнозначно. Так, например: 1) при отработке двух залежей мощностью 5 м, но с содержаниями урана 0,010% и 0,100% время отработки, удельные затраты кислоты, растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы второй залежи будут больше в 3,6 раза, расход кислоты на добычу 1 kg урана меньше в 2,8 раза, среднее содержание урана в продуктивных растворах выше в 2,8 раза; 2) при отработке двух залежей с содержанием урана 0,050%, но с мощностью 1,0 м и 10,0 м время отработки, удельные расходы кислоты, растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы второй залежи возрастает в 1,6 раза, расход кислоты на добычу 1 kg урана сокращается в 6,6 раза, среднее содержание урана в продуктивных растворах повышается в 6,6 раза; 3) при отработке двух залежей с одинаковыми линейными запасами (mс= ,100 м%) и продуктивностями (p=1,60 kg/m ²), но разными мощностями 1,0 м и 10 м и содержаниями урана 0,100% и 0,010%. Все геотехнологические показатели отработки второй залежи будут лучше в 2,3 раза. Для оценки влияния мощности и содержания урана на эффективность процесса ПВ при отработке

№№ п/п	Факторы, параметры	Качественная и количественная оценки влияния факторов, параметров на эффективность процесса ПВ
		ботке залежей с различным диапазоном линейных запасов, продуктивностей (при сравнении их разных значений) вводится понятие «коэффициент пропорциональности между содержанием и мощностью» в линейных запасах (s/m), влияние которых неравнозначно для различных продуктивностей. Влияние содержания урана на эффективность процесса ПВ также возрастает по мере роста мощности рудных залежей.
12.	Продуктивность (р, кг/м ³), линейные запасы (мс, м%) рудных залежей.	Являются главными параметрами рудных залежей, влияющими на экономику ПВ. Так, например, при всех равных условиях, при отработке двух рудных залежей с продуктивностью 1,0 кг/м ³ (мс=0,0625 м%) и 10,0 кг/м ³ (мс=0,625 м%) время отработки, удельные расходы кислоты, раствора на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы второй залежи возрастают в 2,4 раза, но расход кислоты на добычу 1 кг урана уменьшается в 4,2 раза, среднее содержание урана в продуктивных растворах повышается в 4,2 раза.
13.	Мощность рудовмещающего горизонта (М, м).	Является одним из главных параметров, который существенно влияет на экономику ПВ. При небольших мощностях рудовмещающих горизонтов (15-20 м) и применяемых на участках ПВ комбинация основных расстояний между рядами технологических скважин (до 60 м) при установке фильтров скважины «на руду», практически вся мощность рудовмещающего горизонта будет прорабатываться выщелачивающими растворами, т.е. М горизонта будет равна Мз (действующий интервал рудовмещающего горизонта, где происходит реализация потока выщелачивающих растворов). При увеличении М или сгущении межрядных расстояний (до 20-25 м) и несовершенном вскрытии рудовмещающего горизонта технологическими скважинами выщелачивание будет происходить не в полном, а т.н. эффективным объеме рудовмещающего горизонта с мощностью Мз. Так, например, при увеличении мощности рудовмещающего горизонта вдвое с 8 до 16 м (где М будет равна Мз), при отработке двух одинаковых залежей (при равенстве прочих условий) время отработки второй залежи (М = 16 м) будет в 2,6 раза больше, увеличение расхода кислоты и растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы на 26% выше, расход кислоты на добычу 1 кг урана – больше в 2,6 раза, среднее содержание урана в растворах – меньше в 2,6 раза.
14.	Карбонатность руд и пород рудовмещающего горизонта.	Существенно влияет на эффективность процесса ПВ, увеличивает кислотоёмкость среды при кислотном выщелачивании. Увеличение карбонатности (по СО ₂) на 0,10% (уровень надежного определения карбонатности по СО ₂ находится в пределах 0,20%) приводит к ухудшению всех геотехнологических показателей отработки залежей примерно на 8%.
15.	Температура подземных вод.	Благоприятно влияет на скорость перехода урана в раствор, тем самым повышает эффективность процесса ПВ; так повышение температуры подземных вод с 20 до 40-45°С приводит к улучшению всех геотехнологических показателей на 24-26%.
3. Технологические параметры		
16.	Длина фильтра (l _ф , м).	Определяется мощностью рудной залежи при постановке фильтров «на руду», влияет на формирование эффективного объема выщелачиваемой горнорудной массы; необоснованное увеличение длин фильтров (совершенное вскрытие) ведет к увеличению Мз, а это в свою очередь – к снижению эффективности процесса ПВ.
17.	Расход и дебит (производительность) скважин (v _{от} , v _{зак} , м ³ /ч).	Зависит от проницаемости руд и пород рудовмещающего горизонта, глубины залегания уровня подземных вод, способов подачи и подъема растворов и др.; существенно влияет на эффективность процесса ПВ; так, например, при увеличении дебита (производительности) откачных скважин с 6,0 до 9,0 м ³ /час время отработки сокращается в 1,75 раза, удельные расходы кислоты и растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы уменьшаются на 12-13%; среднее содержание урана в продуктивных растворах соответственно повышается на 12-13%.
18.	Способы вскрытия рудных залежей: - в плане;	На эффективность процесса ПВ существенно влияет не только межрядное расстояние для рабочих скважин, но и различное соотношение параметров технологической сети – 1:1, 1:2 и 1:3 (геометрическая форма ячейки), а также отношение количества скважин в откачных и закачных рядах. Увеличение межрядных расстояний (при одинаковых соотношениях параметров сети) приводит к ухудшению показателей процесса ПВ. Сгущение – к их улучшению. При уменьшении, к примеру, межрядных расстояний с 50 до 40, 35 и 25 м время отработки соответственно сокращается в 1,6; 2,30; 5,25 раза, расходы кислоты на добычу 1 кг урана также сокращаются на 10%, 15% и 26%, а среднее содержание урана в растворах повышается соответственно на 10%, 15% и 26%. С увеличением межрядных расстояний с 50 до 60 м время отработки увеличивается в 1,4 раза, расход кислоты на добычу 1 кг урана увеличивается на 7%, среднее содержание урана в продуктивных растворах падает на 7%. Применение прямоугольных систем разработки с соотношением параметров технологической сети 1:1 приводит к увеличению удельных расходов кислоты на добычу 1 кг урана на 25% и 37% и ухудшению всех остальных геотехнологических показателей: время отработки соответственно увеличивается в 2,6 и 4,3 раза, удельные расходы кислоты и растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы повышается на 25% и 37%, средняя концентрация урана в продуктивных растворах соответственно снижается на 25% и 37%. Сгущение же скважин в закачных рядах (при сохранении межрядных расстояний и соотношений параметров сети) до соотношения 2:1 к откачным скважинам ведет к улучшению всех геотехнологических показателей процесса ПВ примерно на 10-12%. Необходимо всегда помнить о том, что применение сетей с уменьшенными межрядными расстояниями повышает технико-экономические показатели процесса ПВ (сокращение времени отработки, удельных расходов кислоты и растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы, повышение содержания урана в растворе), но вместе с тем растут и объемы подготовительных работ на бурении. Поэтому при выборе тех или иных схем вскрытия надо исходить из совокупности выявленных факторов и после проведения инженерно-экономического расчета выбирать тот вариант вскрытия, который соответствует оптимальной стоимости добычи 1 кг урана.

№№ п/п	Факторы, параметры	Качественная и количественная оценки влияния факторов, параметров на эффективность процесса ПВ
	- в разрезе.	Применение усовершенствованной методики постановки фильтров скважин «на руду» с 1975-1976 гг. в значительной мере способствовало уменьшению растекания растворов за контур рудной залежи, повысило эффективность процесса ПВ по основным показателям на 8-10%.
4. Режимы отработки рудных залежей		
19.	Способы подачи растворов в скважины в период закисления (подготовки) блоков ПВ	В настоящее время подача рабочих растворов осуществляется различными способами: свободным наливом, или под давлением (прямым), пассивным, переменным (пульсирующим) и реверсированным. Пассивный способ позволяет ускорить подготовку блока путем совмещения во времени стадии закисления с разбуриванием закачных рядов и уменьшить кольматационные явления в откачных скважинах в процессе отработки блока. Пульсирующий способ и способ реверсирования растворов также уменьшают кольматационные явления и улучшают работу скважин. Для всех способов за конец периода закисления условно принимается появление продуктивных растворов в большинстве откачных скважин эксплуатационных блоков и подключение их к добыче (коллектору продуктивных растворов). В геотехнологическом же понимании процесса ПВ подключение эксплуатационного блока к коллектору продуктивных растворов в таких условиях не может считаться концом стадии закисления, и в связи с этим, причиной снижения концентрации кислоты в рабочих растворах на меньшую концентрацию кислоты в рабочих растворах и её изменение на завершающем этапе стадии закисления, как показывает практика работ, должна определяться, главным образом, в зависимости от геотехнологических, геологических, гидрогеологических, минералогических и геохимических условий залегания рудных залежей.
20.	Способ откачки продуктивных растворов из скважин.	Существует два способа раствороподъема продуктивных растворов из откачных скважин: эрлифтный способ и с помощью погружных насосов. Применение того или иного способа зависит от технической вооруженности предприятия ПВ. В альтернативных случаях предпочтение надо отдавать насосному раствороподъему.
21.	Кислотность выщелачивающих растворов на стадиях закисления (подготовки) и отработки блоков.	Эффективность процесса ПВ прямо зависит от режимов кислотности выщелачивающих растворов как на стадии закисления, так и на стадии отработки. Так, применение более жестких режимов кислотности на стадии закисления (4%) при средней концентрации кислоты в рабочих растворах 1,30% в сравнении с распространенными режимами закисления (2,5 и 1,0%) и средней концентрацией кислоты (1,13 и 1,0%) приводит соответственно не только к снижению расходов кислоты на добычу 1 кг урана и повышению среднего содержания урана в растворах на 10% и 24%, но и значительному улучшению всех остальных геотехнологических показателей процесса ПВ – сокращению времени отработки в 1,3 и 1,7 раза, удельных расходов кислоты и растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы на 10% и 24%.
5. Геотехнологические параметры		
22.	Эффективная мощность (M_e, m).	Действующий (эффективный) интервал рудо-вмещающего горизонта (в разрезе), подвергающийся технологическому переделу в недрах, или величина эффективной мощности, зависит от многих факторов и, в первую очередь, от межрядных расстояний, степени вскрытия, длины фильтров, анизотропии фильтрационных свойств вдоль и поперек слоистости горизонта (в расчетах принят $K_{\phi} Z : K_{\phi} X=1:2$) и др. Оказывает большое влияние на эффективность процесса ПВ. Так, например, изменение (уменьшение, увеличение) эффективной мощности вдвое при применении однородных технологических сетей (при равенстве прочих условий) приводит к уменьшению-увеличению времени отработки блоков в 2,6 раза и к уменьшению-увеличению удельных расходов кислоты и растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы на 26%.
23.	Коэффициент открытости фильтров ($K_{отк}$, доли ед.).	Коэффициент открытости характеризует степень запескованности и эффективности работы фильтров. Для фильтров новой конструкции и установленных по усовершенствованной методике, коэффициент равен 0,8 (определен статистическими методами).
24.	Коэффициент использования скважин ($K_{исп}$, доли ед.).	Характеризует баланс рабочего времени откачных (закачных) скважин. Для откачных скважин прямоугольных систем разработок равен 0,80, для универсальных скважин рядных систем разработок – 0,45 (определен статистическими методами). Квартальный баланс времени работы откачных скважин в расчетах принимается равным $2200 \times K_{исп}$.
25.	Приведенное содержание урана в выщелачиваемом объеме горнорудной массы ($mс/Мэ, \%$).	Является комплексным параметром процесса ПВ, отражающим с одной стороны качество и количество природных параметров, с другой стороны – технологические параметры (длина фильтров, схемы вскрытия и т.д.). Оказывает большое влияние на эффективность процесса ПВ.
26.	Удельная интенсивность фильтрационной проработки выщелачивающими растворами горнорудной массы ($J, m^3/t$ кварт.).	Определяется выражением $J = \frac{2200 \cdot v_{o(э)} \cdot K_{исп}}{S_{яч} \cdot M_{э} \cdot g}$, где: 2200 – баланс рабочего времени в часах работы откачной (закачной) скважины в квартал; $v_{o(э)}$ – производительность откачной (закачной) скважины, m^3/h ; $K_{исп}$ – коэффициент использования (работы) откачной (закачной) скважины; $S_{яч}$ – площадь ячейки в m^2 ; $M_{э}$ – эффективная мощность, m ; g – объемный вес горнорудной массы, t/m^3 . Оказывает большое влияние на эффективность процесса ПВ, так при увеличении удельной интенсивности откачки вдвое в однородных технологических сетях (за счет увеличения производительности скважин) время отработки сокращается в 2,5 раза, затраты кислоты на добычу 1 кг урана уменьшаются на 25%, удельные расходы кислоты и растворов на 1 т выщелачиваемой горнорудной массы уменьшаются на 25%, средняя концентрация урана в продуктивных растворах повышается на 25%.

Для оценки возможности проведения и наиболее эффективной реализации процессов ПВ на практике необходимо всестороннее, значительно более полное и детальное, чем это предусматривается для горного способа добычи, изучение литологических,

фильтрационных, минералогических геохимических особенностей пород и руд, условий залегания, морфологии и параметров рудных залежей для получения детальной качественной и количественной характеристики оруденения.

ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Коломников С.С., зам. главного инженера рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

По объемам перемещения скальных пород и руд золотодобывающий карьер Мурунтау занимает одно из ведущих положений в мире. Из карьера Мурунтау с начала эксплуатации извлечено более 1,2 млрд. м³ горной массы, на гидromеталлургические заводы отгружено более 780 млн. т золотосодержащего сырья (табл. 1).

Начиная с 1984 г., в период отработки III очереди, увеличение глубины карьера и объёмов производства потребовали нового концептуального решения по оптимизации производства, итогом которого стало применение циклично-поточной технологии (ЦПТ), вначале на вскрышных, а затем на добычных работах. Поэтапный ввод в эксплуатацию двух конвейерных комплексов в составе на-

клонных ($\alpha=15^{\circ}$) и горизонтальных конвейерных линий (рис. 1), трёх дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) и двух отвалообразователей ОШС-4000/125 позволил изменить способ транспортирования горной массы из карьера - с автомобильного на автомобильно-конвейерный. В результате, уже в первые годы эксплуатации удалось сократить расстояние транспортирования горной массы автотранспортом на 2,5 km и высоту подъёма на 80-100 m (табл. 2).

За более чем четверть вековой срок использования ЦПТ значительно эволюционировала, что обусловлено её адаптацией к горно-геологическим и организационно-техническим условиям разработки крутопадающего сложноструктурного месторождения Мурунтау (рис. 1-5). Так, многообразие потребительских свойств разрабатываемой горной массы, удалённость перегрузочных пунктов от зон интенсивного ведения горных работ, периодическое отсутствие транспортных связей рабочего пространства с перегрузочными пунктами определяют неравномерную и недостаточную загрузку поточных линий. Жесткая связь между циклическим и поточным звеньями снижает производительность комплекса на 25%; постоянное изменение числа экскаваторов на вскрыше, вызванное чередованием в забоях рудных и породных участков ведёт к потере комплексом 8-10% производительности; отсутствие согласованных режимов работы циклического и поточного звеньев снижает производительность на 15%. В результате до 1991 г. производительность



Рис. 1. Наклонные конвейеры комплекса ЦПТ

комплекса ЦПТ не превышала 12-14 млн. м³ в год.

Адаптация ЦПТ производилась с помощью целенаправленного изменения её параметров, структуры, а также применения гибких технологических схем. Для этого были разработаны и внедрены технико-технологические решения, направленные на модернизацию комплекса: в состав ЦПТ введены крутонаклон-

Таблица 1

Показатели карьера Мурунтау по очередям отработки

Показатели	I очередь (1967-1971 гг.)	II очередь (1972-1976 гг.)	III очередь (1977-1995 гг.)	IV очередь, состояние на 01.07.2010 г.
Глубина карьера, m	60	90	305	555
Объём добычи руды, тыс. t	16148,1	61335,8	302427,7	170734,4
Выемка горной массы, тыс. м ³	36220	110410	653438	480019
<i>Автомобильный транспорт</i>				
Объём перевозок горной массы, млн. t	94,1	287,0	1677,5	1257,3652
Грузооборот, млн. t km	222,1	745,6	5297,4	4876
Годовая производительность одного среднесписочного автосамосвала, млн. t km	3,19	3,93	3,97	4,95
<i>Конвейерный транспорт</i>				
Объём перевозок горной массы, млн. м ³	-	-	142,6	243,156
Среднегодовая производительность комплекса ЦПТ, млн. м ³	-	-	11,9	18,1

ный (КНК-30) и выносной (КЛ-3) конвейеры в сочетании с модульным дробильно-перегрузочным комплексом (МДПК). Для устранения жёсткой связи между циклическим и поточным звеньями созданы внутрикарьерные промежуточные склады, расположенные в непосредственной близости от перегрузочных пунктов карьера, что позволило в случае аварийных или плановых остановок конвейерных линий накапливать горную массу на промежуточных складах, а после пуска поточной линии в работу, одновременно с доставкой породы из забоев на перегрузочные пункты, интенсивно отгружать горную массу из промежуточного склада, обеспечивая полную загрузку конвейерной линии и увеличивая производительность всего комплекса ЦПТ.

Значительно расширена область применения ЦПТ относительно проектного варианта, что реализовано как за счёт увеличения количества сортов горной массы, транспортируемых через конвейерные подъёмники из чаши карьера, так и за счёт внедрения ЦПТ на разработке близ расположенных месторождения Мютенбай и техногенных образований (рудных складов) на дневной поверхности.

Основным направлением стало применение ЦПТ на добыче вначале забалансовой, а затем и товарной руды. Для этого были разработаны технологические схемы работы отвалообразователя, способы организации выемочных работ в забоях в совокупности с оптимизацией параметров БВР применительно к формированию рудных складов с использованием поточного транспорта. В результате с применением ЦПТ в период с 1988 по 2004 гг. на дневной поверхности заскладировано 168,5 млн. т руды, прошедшей предварительное дробление на конусных дробилках в чаше карьера.

После утверждения запасов и проекта IV очереди развития золотоизвлекательного комплекса, увеличения мощности перерабатывающего производства начата отгрузка ранее накопленного запаса руды в переработку. Кроме полученного значительного экономического эффекта от снижения трудоёмкости транспортирования горной массы автотранспортом, использование конусных дробилок комплекса ЦПТ для крупного дробления руды позволило повысить эффективность последующего гидрометаллургического передела. Перенос части энергозатрат с дробильного оборудования перерабатывающих производств на ЦПТ в чаше карьера в совокупности с повышением эффективности транспортных работ горного комплекса предопределило расширение области применения поточного транспорта с породы и забалансовой руды на товарную руду. Для этого в 2005 г. произведена перестановка конвейерной линии №1 комплекса ЦПТ с рудного склада на пункт перегрузки товарной руды на ж/д транспорт и отправку в переработку (рис. 2). Таким образом, транспортирование руды через комплекс ЦПТ ведётся по схеме «циклическое звено – поточ-



Рис. 2. Доставка руды конвейерными линиями на перегрузочный пункт карьера

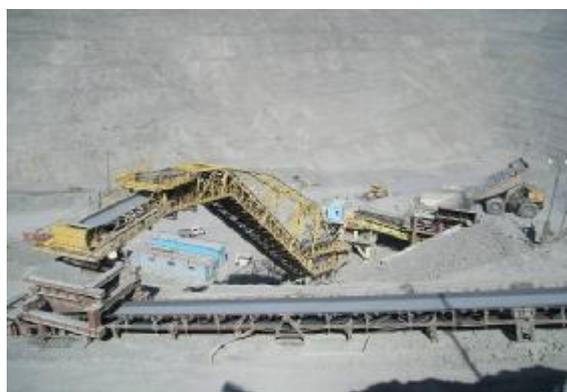


Рис. 3. Комплекс МДПК в чаше карьера



Рис. 4. Перегрузочный пункт с ДШЗ и выносным конвейером традиционного исполнения

ное звено – циклическое звено». Руда транспортируется из забоев на ДПП комплекса ЦПТ, далее через конвейерный подъёмник и группу магистральных, передаточных и отвальных конвейеров на ППК, где с помощью отвалообразователя ОШС-4000/125 формируют рудные сектора. Руду из секторов перегружают экскаваторами в железнодорожный транспорт и отправляют на переработку. В результате реализации этого проекта расстояние транспортирования руды автотранспортом на ППК снизилось в среднем на 2,5 км, а высота подъёма на 125 м, а также увеличилась производительность ЭКГ, рабо-

Таблица 2

Горнотехнические условия работы технологического транспорта

Показатель	1970 г.	1975 г.	1980 г.	1985 г.	1990 г.	1995 г.	2000 г.	2005 г.	2008 г.	2010 г.
Глубина карьера, м	50	80	140	190	250	305	360	420	510	555
Расстояние перевозки авто-транспортом, км										
В отвал	2,5	2,7	2,8	4	4,9	5,3	6,5	7,7	6,3	2,76
До ДПП ЦПТ	-	-	-	1,6	2,2	2,6	2,8	3	3,8	2,57
В среднем по карьере	2,5	2,7	2,8	3,5	3,4	3,9	4,5	5,7	4,2	3,33
Высота подъема горной массы авто-транспортом, м										
В отвал	15	54	65	127	145	195	240	280	295	120,3
До ДПП ЦПТ	-	-	-	29	34	67	70	95	152	37,6
В среднем по карьере	15	54	65	110	107	119	130	165	170	141,6

тающих на отгрузке руды. Это позволило к 2009 г. довести долю предварительно дроблёной руды до 50% от общего объема переработки гидрометаллургического завода, что позволило увеличить его производительность на 1 млн. t ежегодно без строительства дополнительных мощностей.

Другим генеральным направлением эволюции ЦПТ стало приближение пунктов перегрузки горной массы с автомобильного на конвейерный транспорт к зонам интенсивного ведения горных работ. Наиболее значимыми элементами организационно-технической адаптации в этом направлении стало внедрение модульного дробильно-перегрузочного комплекса (МДПК), представляющего комбинацию передвижного дробильно-перегрузочного пункта (ПДПП) с последовательно соединённым межступенным перегружателем (МП) и оснащённым шнекозубчатой дробилкой. Новым концентрационным горизонтом ЦПТ был выбран горизонт +300 м, что позволило на 105 м увеличить глубину ввода конвейерного транспорта в чашу карьера. Для сопряжения нового МДПК с существующим конвейер-

ным подъемником впервые в практике карьера применен крутонаклонный конвейер (КНК-30) с высотой подъема горной массы 30 м и углом наклона $\alpha=40^{\circ}$ (рис. 3). Данное решение позволило сократить расстояние перевозки руды автотранспортом на 480 м, высоту подъема на 60 м и освоить технологию транспортирования горной массы крутонаклонным конвейером [1, 2].

Применение выносных конвейеров в сочетании с МДПК реализовано в 2009 г., когда после достижения нижними горизонтами промежуточного положения МДПК был перенесён с горизонта +300 м на дневную поверхность и размещён на отметке +510 м в непосредственной близости от зоны отгрузки в переработку рудных складов (техногенных образований) (рис. 4, 5). Его сопряжение с перегрузочным пунктом карьера выполнено выносным конвейером (КЛ-3) длиной 600 м, углом наклона 4° . Это позволило расширить область применения ЦПТ и на добычные работы на месторождении «Мютенбай», примыкающему к юго-восточному флангу месторождения «Мурунтау».

Проект по строительству КЛ-3 и ДШЗ реализован всего за 3 месяца, в связи с чем разработка рудных складов (техногенных месторождений) стала возможной по схеме «циклическое звено - поточное звено - циклическое звено». В результате значительно снижены затраты на разработку внешних рудных складов забалансовой руды за счёт сокращения расстояния транспортирования автотранспортом в среднем на 1,5 км.

Дальнейшее развитие транспортной схемы карьера Мурунтау связано с оптимизацией мест расположения перегрузочных пунктов в рабочем пространстве карьера, разработкой способов и внедрением оборудования для поточной перегрузки руды с автомобильного на конвейерный транспорт, сопряжения перегрузочных пунктов в чаше карьера с поверхностными комплексами посредством КНК.

В первую очередь, на это направлен реализованный инвестиционный проект строительства нового комплекса «ЦПТ-руда», включающего: крутонаклонный конвейер с высотой подъема руды 270 м под углом 37° (КНК-270), мобильный дробильно-перегрузочный пункт; погрузочно-складской комплекс в составе конвейера КС-3500, отвально-погрузочной машины поточной погрузки думпкаров ОПМ-3500, штабелей оперативного (конвейерного) склада, экскаваторов ЭКГ-8ус и железнодо-

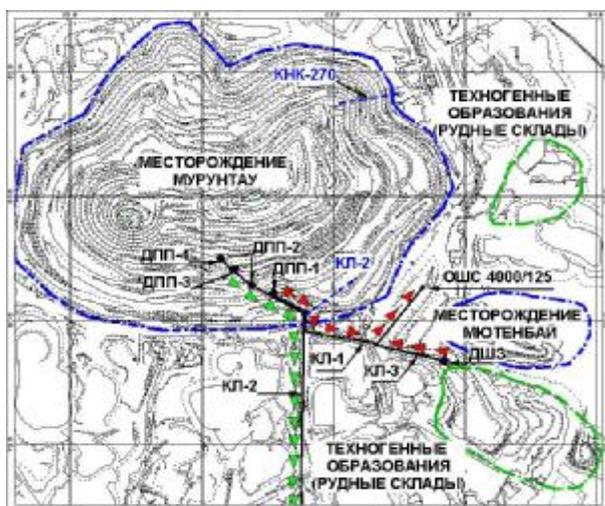


Рис. 5. Действующая (▶) и проектная (►) транспортная схема карьера Мурунтау

рожной станции.

Уникальность данного проекта состоит в том, что впервые в мире для скальных месторождений будет применяться прямоточная перегрузка из конвейера в железнодорожный транспорт.

Таким образом, карьер Мурунтау является примером удачного внедрения и адаптации ЦПТ к горно-геологическим условиям конкретного месторождения. Для горно-транспортных комплексов при отработке месторождения Мурунтау свойственны: периодическое техническое перевооружение горно-

транспортного звена; модернизация и реконструкция комплекса ЦПТ с переходом от конвейеров традиционного исполнения к крутонаклонным конвейерам. Использование МДПК в сочетании с выносными конвейерами позволило расширить область применения циклично-поточной технологии открытой разработки на близ расположенные месторождения природного и техногенного происхождения, значительно приблизив перегрузочные пункты к зонам интенсивного ведения горных работ.

Список литературы:

1. Н.И. Кучерский *Современные технологии при освоении коренных месторождений*. Москва «Руда и металлы» 2007 г, стр. 691.
2. К.С. Санакулов, П.А. Шеметов *Карьер «Мурунтау» на пути к рекордной глубине: основные этапы развития и модернизации горных работ*. Горный журнал №11 2009.

УДК 622.234

© Саидов Х.Н. Восиев Э.У., Коштело О.Ю. 2011 г.

ПРИМЕНЕНИЕ НОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДОИЗВЛЕЧЕНИЯ УРАНА НА РУДНИКЕ КЕТМОНЧИ

Саидов Х.Н., начальник рудника Кетмончи Южного рудоуправления НГМК, **Восиев Э.У.**, главный геотехнолог рудника Кетмончи Южного рудоуправления НГМК, **Коштело О.Ю.**, начальник ПТО рудника Кетмончи Южного рудоуправления НГМК

Республика Узбекистан обладает значительными запасами урана и, практически, все подтвержденные и прогнозные запасы этого металла сосредоточены в Кызылкумском регионе. Добычей урана в составе Южного рудоуправления НГМК занимаются два рудника: рудник Сабырсай («С») и рудник Кетмончи («К»). Добыча производится способом подземного выщелачивания (ПВ).

Рудник «С» работает с 1964 г. и к 2001 г. почти полностью отработал свои запасы. Начиная с 2001 г., на месторождении «Сабырсай» ведется повторная отработка запасов на «старых» шахтных полях. Кроме того, в 2008 г. начаты опытно-промышленные работы на месторождении «Жаркудук», расположенном в 30 km северо-западнее месторождения «Сабырсай», в пределах одноименной горст-антиклинальной структуры, сложенной гранитами палеозойского фундамента и осадочными породами мезо-кайнозойского чехла. Урановое оруднение локализуется в породах осадочного чехла и имеет отчетливую связь с зоной пластового окисления, развитой в отложениях кендыктыбинского, сабырсайского горизонтов и реже - в отложениях кампан-маастрихтского яруса. Кендыктыбинский продуктивный горизонт сложен песчаниками на карбонатно-глинистом цементе гравийными песчаниками и алевролитами с маломощными прослоями глин.

Рудник «К» работает с 1978 г., к 2009 г., ведя

добычу металла на базе месторождения Кетмончи, запасы которого отработаны на 65%. По условиям залегания водоносных горизонтов и положению уровней нагорных вод на месторождении выделяется несколько районов, отвечающих площадям основных рудоносных участков. По близости гидрогеологических условий эти работы объединяются в две площади: северную и южную, разделенной зоной Каширского разлома.

Основная добыча ведётся на участках «Южный», «Гунджак» и «Ёгду». Их происхождения характеризуются разнообразием минералогического состава, крайне сложными горно-технологическими и гидрогеологическими условиями залегания, что затрудняет отработку данных месторождений традиционными методами и предопределяет поиск новых и нетрадиционных подходов к извлечению металлов.

Поиск новых современных и нетрадиционных подходов к решению этой проблемы позволит рационально использовать запасы руд и полноценно извлечь ценные компоненты. Этим объясняется растущее внимание к бактериальной интенсификации процессов выщелачивания металлов из руд и концентратов.

В настоящее время методы биогеотехнологии успешно используются в мировой практике для извлечения целого ряда металлов, таких как золото, уран и др.

В 2006-2007 гг. на залежах 5-1 месторождения «Кетмончи» совместно с сотрудниками Института Микробиологии (ИМБ) АН РУз проведены опытные работы по доизвлечению урана из отработанных блоков ПВ с использованием бактериальных растворов. Установлено, что применение бактерий увеличивает извлечение урана по сравнению с контрольным опытом на 8-24%.

Проведение строительно-монтажных работ по инвестиционным проектам, таких как опытно-промышленные участки «Гунджак», «Ёгду» повлекут за собой увеличение производственных ресурсов, а именно: вложение и направление всех своих сил в устойчивый рост экономики НГМК.

Управление технологическими процессами ПВ - это бесперебойная работа как оборудования, так и специалистов задействованных в данном производстве, что повышает коэффициент извлечения полезных компонентов из недр. Сегодня будущее рудников зависит от развития и укрепления производственной базы участков и ввода новых технологических блоков.

В частности, на руднике «К» начата подготовка

к проведению опытных работ по доизвлечению урана из отработанных блоков с использованием бактериальных растворов. Эти работы будут состоять из следующих этапов:

1. Микробиологический анализ участков ПВ, отработанных на 80%. Поиск и выделение аборигенных микроорганизмов. Выбор участка для проведения опытных работ.
2. Получение адаптированной ассоциации микроорганизмов для наработки её в полевых условиях.
3. Разработка новой технологической схемы, опробование её в рабочем режиме. Выдача методических рекомендаций по приготовлению бактериальных растворов в опытных условиях.
4. Нарботка бактериальных растворов.
5. Проведение работ по биовыщелачиванию урана на опытном участке.

Новейшая технология раствороподъёма позволит максимально использовать погружные насосы с высоким коэффициентом действия, производить выбор насоса под каждую скважину в зависимости от её характеристики, что даст устойчивый темп роста в добычи полезного компонента.

УДК 622.235

© Нутфуллаев Г.С., Норов А.Ю. 2011 г.

РАЗРАБОТКА СПОСОБА ВЗРЫВАНИЯ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КУМУЛЯТИВНОГО ЭФФЕКТА

Нутфуллаев Г.С., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Норов А.Ю., магистрант НГИ

Буровзрывные работы, являясь начальным процессом технологии добычи, определяют эффективность всех последующих процессов: от погрузки и транспортирования до механического дробления и переработки минерального сырья. Равномерность и крупность дробления массива, процент выхода негабарита, проработка подошвы уступа, величина перебура скважин, ширина развала горной массы – эти и другие характеристики в основном определяют качество проведенных буровзрывных работ.

Разнопрочные горные породы сложноструктурных месторождений характеризуются неоднородностью физико-механических свойств, наличием интенсивной трещиноватости, блочности, крепких пропластков. При реализации известных способов дробления в разнопрочных горных породах ухудшается качество подготовки горной массы из-за резкого отличия массива по прочности.

На основании вышеизложенного, сформулирована научная задача разработки способа взрывания

разнопрочных горных пород зарядами ВВ с использованием кумулятивного эффекта для направленного действия взрыва по крепкому пропластку.

Кумулятивный эффект есть существенное повышение местного действия взрыва в одном направлении. Этот эффект получается при использовании зарядов, имеющих на одном из концов полость - кумулятивную выемку. Если такой заряд инициировать с противоположного конца, то эффект действия в направлении оси выемки оказывается значительно большим, чем при действии обычных зарядов. Если к тому же поверхность кумулятивной выемки покрыть сравнительно тонкой металлической облицовкой, то пробивное действие такого заряда во много раз увеличится.

Выполненные в работах [1, 2] теоретические исследования позволяют получить представление о процессе образования кумулятивной струи.

При описании действия зарядов взрывчатых веществ (ВВ) для разрушения массива разнопрочных

горных пород основное внимание уделяется месту расположения зарядов, способствующих кумуляции, и процессу развития газовой полости.

Произведем инженерный метод расчёта параметров кумулятивной струи при ее действии на крепкие пропластки в разнопрочных горных породах.

Разобьем кумулятивный заряд на n элементов (при $n \geq 10$), схема которого приведена на рис. 1.

Рассмотрим i -й элемент заряда, помещённый в корпус, массой M_{Hi} , масса ВВ i -го элемента m_i , а масса кумулятивной облицовки M_i (рис. 2).

Для данной схемы запишем уравнение сохранения энергии [2]:

$$\frac{M_i U_{bi}^2}{2} + \frac{m_{ai} U_{bi}^2}{4} = m_{ai} Q. \quad (1)$$

Из уравнения (2) видно, что энергия активной массы ВВ m_{ai} преобразуется в кинетическую энергию движения элементов воронки и в кинетическую энергию движения газов, образующихся при взрыве активной массы ВВ.

Активная масса рассчитывается по следующему соотношению:

$$m_{ai} = \frac{m_i}{2} \left(1 + \frac{M_{Hi} - M_i}{M_i + M_{Hi} + m_i} \right). \quad (2)$$

Рассмотрим несколько более простых случаев нагружения, следующих из соотношения (2):

1. $M_i = M_{Hi}; \quad m_{ai} = \frac{m_i}{2};$
2. $M_{Hi} \gg M_i; \quad m_{ai} \cong m_i;$
3. $M_{Hi} = 0; \quad m_{ai} = \frac{m_i^2}{2(M_i + m_i)}.$

m_{ai}/M_i обозначим как коэффициент нагрузки i -го элемента β_i .

Скорость детонации ВВ определяется по формуле:

$$D = 4\sqrt{Q}.$$

Уравнение (1) преобразуем к следующему виду:

$$U_{bi} = \frac{D}{2} \sqrt{\frac{b_i}{2 + b_i}}. \quad (4)$$

Определим скорость струи для i -го элемента с помощью уравнения:

$$U_{ci} = \frac{U_{bi}}{\operatorname{tg} \frac{\alpha_i}{2}} = \frac{D}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha_i}{2}} \sqrt{\frac{b_i}{2 + b_i}}. \quad (5)$$

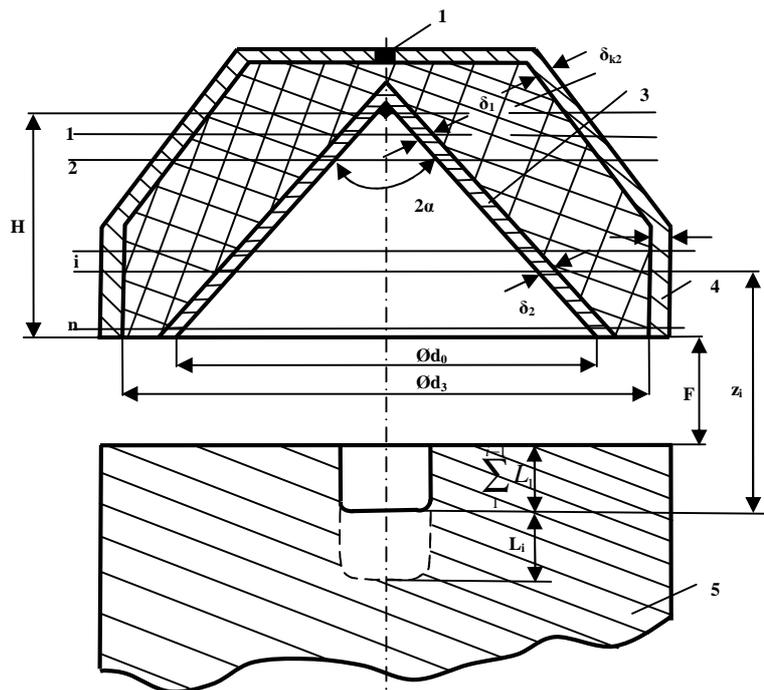


Рис. 1. Схема расчета параметров кумулятивного заряда: 1 – детонатор, 2 – взрывчатое вещество, 3 – кумулятивная воронка, 4 – корпус, 5 – крепкое включение

Полученные уравнения показывают, что значение угла α_i вдоль облицовки изменяется, в процессе соударения воронка схлопывается от вершины к основанию со все увеличивающимся углом α_i . То есть угол α_i надо определять конкретно для каждого i -го элемента облицовки.

Вследствие того, что процесс детонации имеет конечную скорость D , точка a в течение времени $\Delta t_i = \Delta x_i / D$ будет двигаться, а точка b ещё будет неподвижной, возникает перекос, изменение угла α_i , схема которого приведена на рис. 3, а.

Величина Δx_i задана делением заряда ВВ на элементы, линия ab - начальное положение образующей воронки.

Согласно рис. 3, б:

$$a'd = cd = a'a + ad,$$

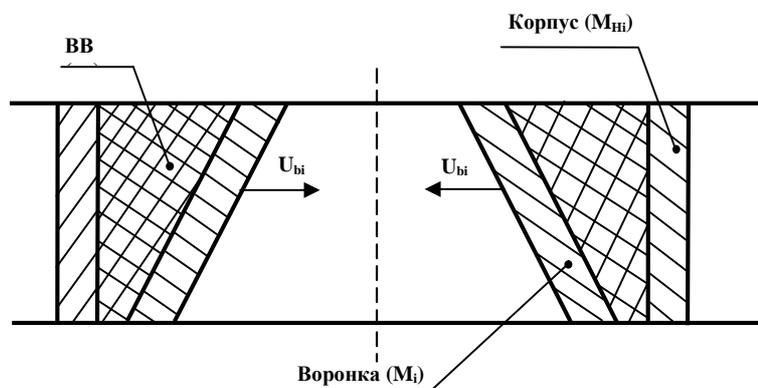


Рис. 2. Схема i -го элемента кумулятивного заряда

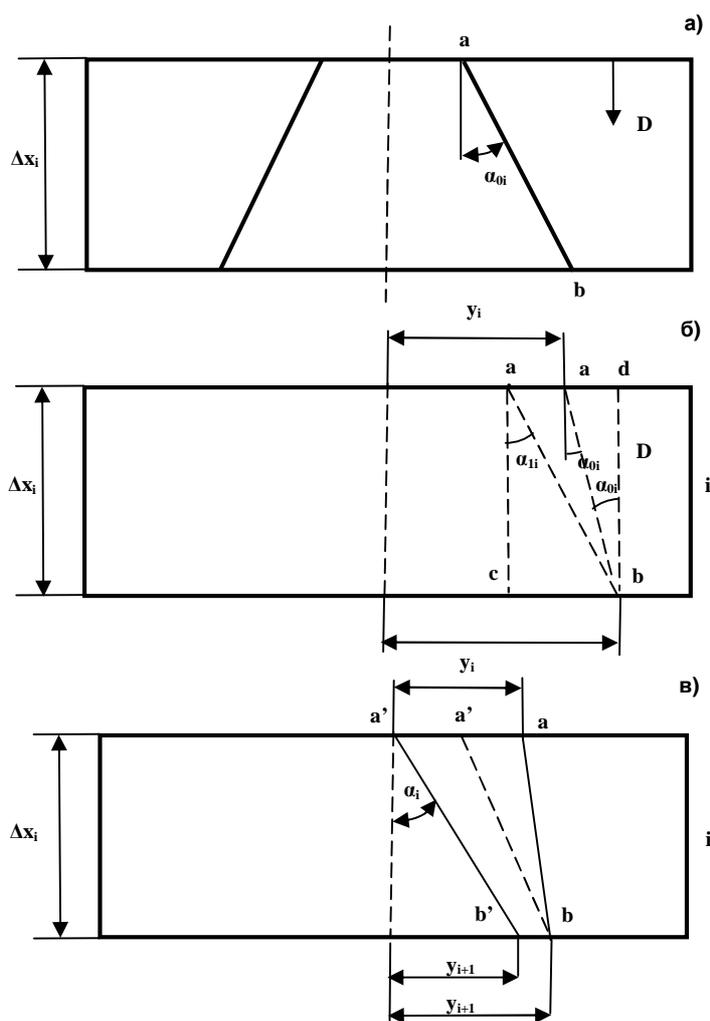


Рис. 3. Схемы к расчету кумулятивного заряда

$$a'a = \bar{U}_i \Delta t_i,$$

$$ad = tg a_{0i} \Delta x_i.$$

Точка "а" лежит на границе i-го и (i-1)-го элементов, поэтому ее скорость можно определить как полусумму скоростей этих элементов:

$$\bar{U}_i = \frac{U_{0,i-1} + U_{0i}}{2}. \quad (6)$$

Для данного этапа можно определить угол α_{ii} :

$$tg a_{ii} = \frac{cb}{\Delta x_i} = \frac{\bar{U}_i \Delta t_i + tg a_{0i} \Delta x_i}{\Delta x_i} = \frac{\bar{U}_i}{D} + tg a_{0i}. \quad (7)$$

Угол наклона линии a'b' дополнительно изменится, когда точка b начнет двигаться, так как точки a' и b будут иметь разные скорости.

Обозначим через t_i время, в течение которого точка a' переместится в точку a'' (рис. 3, в):

$$t_i = \frac{y_i - \bar{U}_i \Delta t_i}{\bar{U}_i}. \quad (8)$$

Тангенс угла определяется из уравнения:

$$tg a_i = \frac{\bar{y}_{i+1}}{\Delta x_i}.$$

Необходимо определить величину \bar{y}_{i+1} :

$$y_{i+1} - \bar{y}_{i+1} = \bar{U}_{i+1} t_i,$$

где $\bar{U}_{i+1} = (U_{bi} + U_{0,i+1})/2$.

С учётом (8) получим:

$$\bar{y}_{i+1} = y_{i+1} - \bar{U}_{i+1} \frac{y_i - \bar{U}_i \Delta t_i}{\bar{U}_i}. \quad (9)$$

Окончательно на основе (9) получим формулу определения угла схлопывания облицовки для i-го элемента кумулятивной облицовки:

$$tg a_i = \frac{y_{i+1}}{\Delta x_i} - \frac{\bar{U}_{i+1}}{\Delta x_i} \left(\frac{y_i - \bar{U}_i \Delta t_i}{\bar{U}_i} \right), \quad (10)$$

где $\Delta t_i = \Delta x_i/D$.

Масса кумулятивной струи определяется с помощью формулы:

$$2m_1 = m_0(1 - \cos a), \text{ или}$$

$$m_1 = m_0 \frac{1 - \cos a}{2} = m_0 \sin^2 \frac{a}{2},$$

$$2m_2 = m_0(1 + \cos a),$$

$$\text{или } m_2 = m_0 \frac{1 + \cos a}{2} = m_0 \cos^2 \frac{a}{2}, \quad (11)$$

если $m_1 = M_{ci}$, $m_0 = M_i$, а ее кинетическая энергия — с помощью (5):

$$M_{ci} = M_i \sin^2 \frac{a_i}{2}, \quad M_{kc} = \sum_{i=1}^n M_{ci};$$

$$E_{ci} = \frac{M_{ci} U_{ci}^2}{2},$$

$$E_{kc} = \sum_{i=1}^n E_{ci}, \quad h = \frac{E_{kc}}{mQ}. \quad (12)$$

Показатель η характеризует КПД кумулятивного заряда. Угол α_i определяется по формуле (10).

Диаметр i-го элемента кумулятивной струи вычисляется исходя из формулы:

$$M_{ci} = \frac{p d_{ci}^2}{4} l_i r_c.$$

Отсюда следует, что:

$$d_{ci} = \sqrt{\frac{4M_{ci}}{p l_i r_c}}, \quad (13)$$

то есть d_{ci} зависит от l_i .

На основании проведенных исследований по расчёту параметров кумулятивной струи при ее

действию на крепкие пропластки разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, реализация которого представлена на рис. 4.

При данном способе мощность крепких пропластков определяют в процессе бурения скважин по паспорту буровзрывных работ для данного карьера. Далее бурят дополнительные укороченные скважины в местах пересечения диагоналей, соединяющих основные скважины глубиной, равной глубине заложения крепких пропластков. На дно укороченных скважин закладывают кумулятивные заряды, имеющие направленное кумулятивное действие. Кумулятивные заряды конструируют вручную и производят следующим образом.

Опускают деревянный цилиндр диаметром, равным диаметру скважин, высотой $(6-8)d$, где d – диаметр кумулятивного заряда, который служит для создания фокусного расстояния. Над деревянным цилиндром устанавливают металлическую конусную облицовку толщиной 2 мм. Диаметр облицовки равен диаметру скважины, оптимальный угол между стенками облицовки составляет $40-50^\circ$.

Высота кумулятивной облицовки определяется по формуле:

$$h = \frac{d}{2 \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right)}, \quad (14)$$

где α – угол между стенками облицовки.

Далее закладывают заряд ВВ, масса которого определяется по формуле:

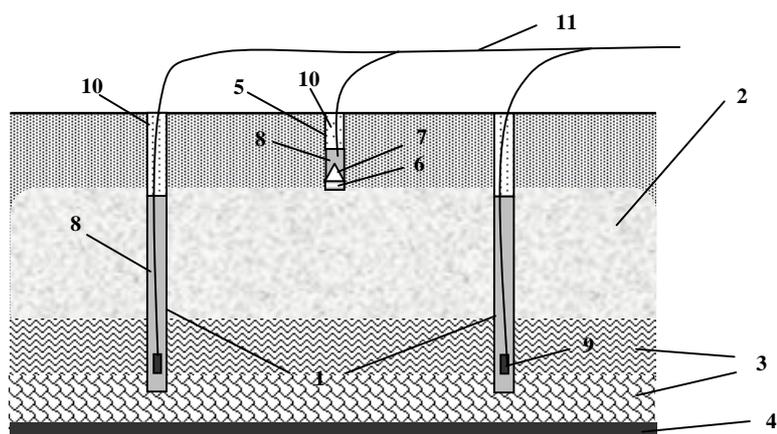


Рис. 4. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород: 1 – вертикальные скважины, 2 – крепкое включение, 3 – мягкие породы, 4 – полезное ископаемое, 5 – укороченная скважина, 6 – фокусное расстояние, 7 – конусная облицовка, 8 – взрывчатое вещество, 9 – промежуточный детонатор, 10 – забойка, 11 – СИНВ

$$Q = (0,6 \div 1,0) \cdot q \cdot h_{\text{ТВ}}^3, \text{ kg}, \quad (15)$$

где q – удельный расход ВВ, kg/m^3 ; $h_{\text{ТВ}}$ – мощность крепких пропластков, м.

Над конусной облицовкой вместе с зарядом ВВ устанавливают инициатор, производят забойку и одновременно взрывают с основными скважинными зарядами ВВ.

Таким образом, путем расположения дополнительных зарядов ВВ с кумулятивным эффектом можно добиться равномерного дробления разнопрочных горных пород за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящимся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА НАГРУЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРОДУКТАМИ ДЕТОНАЦИИ ПРИ ВЗРЫВЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ С РАЗЛИЧНЫМИ ВИДАМИ ЗАБОЕК

Уринов Ш.Р., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Хамдамов О.О., магистрант НГГИ

Важным направлением совершенствования взрывных работ на карьерах является разработка эффективных ресурсосберегающих технологий разрушения горных пород. Одним из резервов повышения эффективности взрывных работ на карьерах является разработка конструкций скважинного заряда и новых составов забоечного материала, обеспечивающих оптимальную степень дробления горных пород.

Наличие забойки во взрывной скважине увеличивает время действия газов на массив, тем самым разрушаемому горному породе передается большая доля энергии, выделяемой при взрыве заряда взрывчатых веществ (ВВ), что способствует повышению качества дробления горных пород. Забойка увеличивает время воздействия продуктов детонации на горный массив и начальное давление газов взрыва, предотвращая потерю энергии в процессе

детонации ВВ, способствует снижению действия воздушной волны, выбросу ядовитых газов в атмосферу.

Качество забойки, прежде всего, зависит от применяемого материала. Изменяя количественно-качественный состав материала забойки скважинного заряда, можно управлять параметрами взрывного воздействия.

Применение забойки приводит к увеличению эффективной длины взрывной волны и начального давления газов взрыва и увеличению длительности поршневого воздействия продуктов детонации на стенки зарядной полости и длину радиальных трещин, образовавшихся при взрывах зарядов.

При использовании забойки в скважинном заряде ВВ наиболее важным условием является определение ее параметров с целью обеспечения достаточно длительной задержки снижения давления продуктов детонации в скважинах, при которой происходит надежное формирование квазистатических полей напряжений и соответствующее разрушение горных пород.

Поэтому исследование процесса нагружения горных пород продуктами детонации при взрыве скважинных зарядов ВВ с различными видами забоек является актуальной научной задачей при ведении взрывных работ.

При взрыве скважинного заряда ВВ происходят следующие процессы:

- вывод забойки из неподвижного состояния, которому соответствует время τ_1 ;
- движение забойки по шпuru в течение τ_2 ;
- истечение продуктов детонации из скважины после вылета из нее забойки с соответствующим изменением давления, причем в последнем случае, если забойка сплошная, после вылета она продолжает оказывать противодавление истекающим продуктам детонации и в этом случае уменьшение давления происходит медленнее, чем в случаях истечения продуктов детонации без забойки или с забойкой из сыпучих материалов, которая после вылета разлетается в разные стороны.

Время τ_1 , в течение которого происходит вывод забойки из неподвижного состояния определяется тем, что начало перемещения различных частей забойки происходит постепенно по мере вовлечения их в движение так, что процесс перемещения забойки как целого будет происходить только после того, как продольная волна сжатия пробежит вдоль нее, по крайней мере, 3-4 раза.

При этом очевидно, что вывод забойки из неподвижного состояния будет определяться следующими явлениями:

- движением частиц друг относительно друга и перераспределением энергии между ними с помощью импульсов напряжения с учетом скорости распространения упругих волн в самих частицах и в порах между ними, заполненных газом;
- сцеплением частиц забойки со стенками скважин и формированием около стенок пограничного слоя;

– переукладкой зерен при движении, сопровождающейся дилатансией.

Все эти явления определяются системой следующих внешних и внутренних параметров: давлением P и плотностью ρ продуктов детонации, диаметром шпура d , длиной l , плотностью ρ_3 , коэффициентом трения k , модулем Юнга E , коэффициентом Пуассона ν забойки, скоростью продольных волн в материале забойки C_p . Кроме того, в случае использования сыпучей забойки, указанный процесс зависит еще и от приведенного значения коэффициента трения k^* , сцепления частиц забоечного материала C , диаметра частиц забойки d_c , скорости дилатансии [1].

Таким образом, время τ_1 будет некоторой функцией указанных параметров:

$$t_1 = f(l, r, C_p, r_3, P, k, k^*, \nu, C, T, l, d, d_c).$$

В качестве базисных параметров для рассматриваемого процесса приняты l, ρ_3, C_p так, что следуя π – теореме теории подобия и размерности [2], время τ_1 может быть представлено в виде некоторой зависимости:

$$t_1 = \frac{1}{C_p} F\left(1, 1, 1, \frac{P}{r_3 C_p^2}, \frac{r}{r_3}, \frac{d}{l}, \frac{C}{r_3 C_p^2}, \frac{h}{l}\right) c. \quad (1)$$

Параметры k^*, d_c, E, ν и Λ определяют, по сути дела, толщину h пограничного слоя, величина которого, как правило, не превышает $5d_c$ [3]. Поэтому будем считать, что τ_1 зависит от указанных параметров через величину h . При сделанных допущениях и физической сущности рассматриваемого явления отношения d/l и h/l постоянны в течение всего времени τ_1 и поэтому зависимость (1) от них дальше не определялась.

Величина $1/C_p$ есть время распространения продольных волн в материале забойки, а ρ/ρ_3 – определяет долю энергии продуктов детонации переданной забойке. Параметр $P/(\rho_3 C_p^2)$ характеризует отношение внешнего фактора давления в продуктах детонации и акустической жесткости материала.

Рассмотрим предельный случай: $P \rightarrow \infty$. При принятом феноменологическом подходе и ограничиваясь макроскопическим описанием среды и линейными характеристиками уравнений, необходимо считать, что в этом случае τ_1 должно стремиться к нулю. Примем для рассматриваемого процесса: $\bar{P} = P/(\rho_3 C_p^2)$ есть величина больше 1.

Действительно, при взрыве $P \sim 10^9$, $\rho_3 \sim 10^3$, $C_p \sim 10^3$, т.е. $P \sim 10^4$. Поэтому разложение искомой функции в ряд Тейлора по параметру P с сохранением бесконечно малой первого порядка имеет вид A/P . Учитывая также малость $1/C_p$ и ρ/ρ_3 , получим:

$$t_1 = \frac{ll}{C_p \bar{P}} \left(1 + m \frac{r}{r_3}\right), \quad (2)$$

где коэффициенты λ и μ были определены по экспериментальным данным и являются функцией параметров $d/l, h/l, C/(\rho_3 C_p^2) = \bar{C}$.

Для твердых материалов величину C по физическому смыслу необходимо принять равной ∞ и только для сыпучих материалов величина C конечна и поэтому интервал ее изменения будет составлять от 0 до ∞ , а, следовательно, разложение в ряд Тейлора по параметру C будет представлен как $\beta(1+\omega/C)$ и этим множителем будет практически учитываться сцепление частиц сыпучей среды при формировании движения.

Очевидно здесь будет автоматически учитываться явление переукладки зерен, впоследствии рассматривая движение сыпучей среды как единого целого.

Окончательно функциональная зависимость (2) примет вид:

$$t_1 = \frac{I_1 l r_3 C_p}{P} \left(1 + I_2 \frac{r}{r_3} \right) \left(1 + I_3 \frac{r_3 C_p^2}{C} \right). \quad (3)$$

При этом величина C должна быть принята равной 59 КПа, в соответствии с данными [4], считая забойку идентичной сухому песку.

После математической обработки экспериментальных данных зависимость (3) выглядит следующим образом:

$$t_1 = 3,76 \frac{l r_3 C_p}{P} \left(1 + 9,48 \frac{r}{r_3} \right) \left(1 + 8,442 \cdot 10^{-5} \frac{r_3 C_p^2}{C} \right) \text{ с} \quad (4)$$

Рассмотрим второй процесс движения забойки по скважине, который определяется законами сохранения энергии и количества движения с учетом потерь импульса на трение:

– для сплошной забойки:

$$m_3 \frac{d^2 x}{dt^2} = SP(1-s), \quad (5)$$

где S – площадь поперечного сечения скважины, m^2 ;

P – давление в продуктах детонации, Па;

σ – коэффициент трения скольжения;

m_3 – масса забойки, кг.

– для сыпучей забойки:

$$\frac{d^2 x}{dt^2} = \frac{[1 - k^* (l - x)] P}{ql}, \quad (6)$$

где k^* – удельная величина коэффициента трения, m^{-1} ;

q – удельный вес материала забойки, kg/m^3 .

Величина удельного коэффициента трения k^* определяется согласно кинематики движения зерен материала забойки при условии их правильной ук-

ладки (перпендикулярно к оси трубы) и без учета их деформации.

Предполагается также, что $d_q \ll d$ и $d_q \ll l$, а при таких условиях силы внутреннего трения о стенки скважины пропорциональны нормальным усилиям при ламинарном движении сыпучей среды и k^* определяется соотношением:

$$k^* = \frac{f \operatorname{tg}(a - \Phi)}{[1 + f \operatorname{tg}(a - \Phi) l d \cos a]}, \quad (7)$$

где Φ – угол внутреннего трения;

a – угол укладки;

$f = \operatorname{tg} \Phi$ – коэффициент внешнего трения.

Величины a , Φ , φ связаны соотношением: $\alpha + \Phi + \varphi < 90^\circ$, которое определяет условие скольжения частиц забойки вдоль стенок скважины [5].

Решением дифференциального уравнения (5) является интегральная кривая, уравнение которой с начальными условиями $x(0)=0$ выглядит следующим образом:

$$x = \frac{S(1-s)Pt}{m_3}, \text{ м}, \quad (8)$$

а решением уравнения (6), удовлетворяющим тем же начальным условиям, является зависимость $t(x)$:

$$t_2 \sqrt{\frac{Jl}{k^* P}} \ln |j(x) + \sqrt{j^2(x) + j(x) + 1}|, \quad (9)$$

$$j(x) = \frac{k^* x}{1 - k^* l}; \quad 0 \leq x \leq l.$$

Изменение давления P в скважине обусловлено расширением продуктов детонации и рассчитывается по следующей формуле:

$$P = P_1 \left[\frac{L-l}{L-l+x} \right]^g, \text{ Па}, \quad (10)$$

где P_1 – давление, установившееся после начала движения забойки, Па;

γ – показатель изэнтропы продуктов детонации.

L – длина скважины, м.

После вылета забойки (при $x \geq l$) начинается процесс свободного истечения продуктов детонации из скважины.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что продолжительность каждого из рассмотренных в статье процессов в зависимости от величины давления внутри скважины определяется аналитически с достаточной для практики точностью.

Список литературы:

1. Баранов И.М. Разработка рациональных параметров забойки с учетом времени ее движения по шпуре и истечения продуктов детонации. Автореф. дис. канд. техн. наук. – М.: МГГУ, 1994.
2. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике. – М.: Наука. 1981. – 448 с.
3. Русаков В.Л. Разработка способа проходки восстающих выработок увеличенными заходками взрывом скважинных зарядов. Автореф. дис. канд. техн. наук. – М.: МГИ. – 1989.
4. Механика гранулированных сред. Теория быстрых движений. – Сб. статей. Пер. с англ. Сост. И.В. Ширко. – М.: Мир. – 1985. – 280 с.
5. Гячев Л.В. Движение сыпучих материалов в трубах и бункерах. – М.: Машиностроение. – 1968. – 184 с.

РЕЗУЛЬТАТЫ ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ СМЕСИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКПАТАС И ДАУГЫЗТАУ С ПРИМЕНЕНИЕМ ТРАДИЦИОННЫХ И МЕСТНЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ

Ахмедов Х., зав. лабораторией обогащения руд благородных металлов ГП НИИМР, канд. тех. наук; Ахатов Н.А., директор ГМЗ-3 ГП НГМК, соискатель; Хасанов А.С., декан Алмалыкского филиала НГГИ, док. техн. наук, профессор

В Узбекистане имеются значительные запасы золотосодержащих сульфидно-мышьяковых руд месторождений: Кокпатас, Даугызтау, Амантайтау, Биран, Каракудук и другие. Эти руды содержат субмикроскопическое золото. Для переработки таких руд применяется флотационный способ с получением золото-мышьяковых коллективных концентратов [1, 2]. Для подготовки упорных сульфидно-мышьяковых концентратов к цианированию различными НИИ предложены следующие способы:

- двухстадиальный окислительный обжиг и цианирование огарков (ИРГИРЕДМЕТ);

- биоокисление - как процесс вскрытия золотосодержащих сульфидно-мышьяковых концентратов в последние годы широко применяется во многих странах мирах и другие методы.

В данной работе приводятся результаты лабораторных опытов флотационного обогащения смеси руд Кокпатас 60% и Даугызтау 40% (табл. 1-5).

Используемые на обогатительных фабриках республики флотореагенты привозятся из-за рубежа за валюту. Синтезировать новые местные реагенты и внедрять их в производство является актуальной задачей. При флотационном обогащении смеси руд испытывали традиционный реагент-собирающий БКК и новые местные реагенты под кодовым названием «ПС», «СД-1», и «НШ», а также вспениватели: традиционный Т-92, местные реагенты ПАВ №2, ПАВ №4 и НА-1. Результаты спектрального анализа проб руды приведены в табл. 1, а химического анализа - в табл. 2. Как видно из приведенных данных в табл. 2, основным промышленно-ценным компонентом является золото -3,2 у.е. Согласно данным рационального анализа основная масса золота связана с сульфидами.

Для проведения рационального анализа была применена стандартная методика, разработанная ИРГИРЕДМЕТОМ, заключающаяся в последовательном проведении следующих операций: цианирование, щелочная обработка с последующим цианированием, соляно-кислотная обработка и затем обработка азотной кислотой с последующим цианированием кислотного

Таблица 1

Результаты спектрального анализа

Элементы	Содержание, %	Элементы	Содержание, %
Медь	0,01	Алюминий	>1
Свинец	0,01	Хром	0,003
Мышьяк	0,3	Магний	0,1
Цинк	0,01	Серебро	0,001
Кремний	>1	Барий	0,01
Кобальт	0,001	Натрий	1,0
Марганец	0,01	Кальций	>1
Стронций	0,01	Сурьма	0,1
Бериллий	<0,001	Тантал	0,001
Никель	0,001	Ванадий	0,003
Титан	0,5	Железа	>1
Калий	>1		

Таблица 2

Результаты химического анализа средней пробы руды

Название компонента	Содержание, %	Название компонента	Содержание, %
Кремнезем	58,4	Сера общая	2,3
Оксид железа (+3)	0,8	Сера сульфидная	1,98
Оксид железа (+2)	6,9	Сера сульфатная (+6)	<0,04
Оксид титана	0,8	Оксид углерода (+4)	4,8
Оксид марганца	0,1	Оксид фосфора (+5)	0,94
Глинозем	13,6	-Н ₂ O	0,2
Оксид кальция	3,2	Золото, у.е.	3,2
Оксид магния	0,24	п.п.п.	7,2
Оксид калия	3,27	С _{орг.}	0,2
Оксид натрия	1,2		

Таблица 3

Результаты рационального анализа руды на золото

Форма нахождения золота и характер их связи с рудными компонентами	Распределение золота	
	у.е.	%
Золото в виде свободных металлических зерен и в виде сростков с рудными компонентами	0,09	2,8
Золото, ассоциированное с минералами и химическими соединениями сурьмы и мышьяка, сульфосоли серебра	-	-
Золото, связанное с карбонатами, оксидами, гидрооксидами железа и марганца	0,12	3,6
Золото тонковкрапленное в пирите и арсенопирите	2,88	90,0
Золото вкрапленное в кварце, алюмосиликатах и др. породообразующих минералах	0,12	3,6
Итого в руде:	3,21	100

Таблица 4

Результаты опытов флотации открытым цикле

№ опыта	Продукты	Выход, %	Содержание Au, у.е.	Извлечение Au, %	Расход реагентов в g/t в 2 осн. и контр. флотации
1	Концентрат	15,31	16,3	80,58	Фабрич. схема Σ БКК - 200 Σ Т-92 - 130
	Хвосты	84,69	0,71	19,42	
	Руда	100,0	3,1	100	
2	Концентрат	19,89	13,16	84,49	ПС - 200, НШ-50 Σ БКК-100, Т-92-130
	Хвосты	80,11	0,60	15,51	
	Руда	100	3,10	100	
3	Концентрат	15,1	17,82	81,91	Σ БКК-90, ПС - 200; СД -1-8, Т-92 -130
	Хвосты	84,9	0,70	18,09	
	Руда	100	3,28	100	
4	Концентрат	20,33	12,29	84,85	Σ БКК - 200, ПАВ №4 - 85 Т-92 - 60
	Хвосты	79,67	0,56	15,15	
	Руда	100,0	2,94	100	
5	Концентрат	21,67	12,68	85,6	Σ БКК-200, ПАВ №2 - 85 Т-92 - 60
	Хвосты	78,33	0,59	14,4	
	Руда	100	3,21	100	
6	Концентрат	20,14	10,55	77,4	НА-1 - 80, БКК-200 Т-92 - 60
	Хвосты	79,86	0,74	22,6	
	Руда	100	2,75	100	
7	Концентрат	17,44	15,29	83,9	Σ БКК - 200, НА-1 - 125
	Хвосты	82,56	0,62	16,1	
	Руда	100	3,18	100	

остатка.

Рациональный анализ проводился на руде, измельченной до крупности 85% класса-0,074 мм. В табл. 3 приведены результаты рационального анализа средней пробы смеси руд месторождений Кокпатас и Даугызтау.

Опыты флотации в открытом цикле проводили по схеме: измельчение 80-85%, класс крупности 0,074 мм. На измельчение подавали реагенты согласно фабричной схеме в g/t; сода-500; едкий натр-60; медный купорос- 100; И-20-60.

В некоторых опытах в измельчение подавали «ПС», «НШ» и «НА-1», затем проводили две основные и контрольную флотации с добавлением CuSO₄ - 100 g/t.

Таблица 5

Результаты опытов флотации руды в замкнутом цикле

Продукты	Выход, %	Содержание, Au, у.е.	Извлечение, Au %	Расход БКК, g/t в осн.+ контр. флотации
Концентрат	11,44	24,29	84,63	Σ БКК-100, ПС-200, Т-92-140, НШ-50
Хвосты	88,56	0,57	15,37	
Руда	100	3,28	100	
Концентрат	9,87	25,37	82,0	Σ БКК-90, СД-1-9,0 ПС-200, Т-92-140, НШ-50
Хвосты	20,13	0,61	18,0	
Руда	100	3,05	100	
Концентрат	11,14	22,27	85,55	Σ БКК-170, ПС-200, НШ-50, Т-92-60 НА-80
Хвосты	88,86	0,48	14,45	
Руда	100	2,91	100	
Концентрат	18,18	14,31	85,33	Σ БКК-120, ПС-200, НШ-50 ПАВ№2-85+Т-92-60
Хвосты	81,82	0,54	14,67	
Руда	100	3,05	100	

Результаты флотационного обогащения смеси руд Кокпатас+Даугызтау с традиционными реагентами-собираателями и частичной или полной заменой их на местные реагенты собиратели и вспениватели приведены в табл. 4 и 5. При этом применены открытый (табл. 4) и замкнутый (табл. 5) циклы из 4-х навесок 2 осн. флотаций, с перемывкой пенных продуктов и заворотом промпродуктов. Как видно из приведенных данных табл. 4 и 5, содержание золота и извлечение его в концентрат довольно высокое при сочетании традиционных и местных реагентов.

В связи с этим предлагаем проведение укрупнённых либо полупромышленных испытаний смеси руд Кокпатас и Даугызтау.

Список литературы:

1. Дуденков С.В., Шубов Л.Я. и др. Основы теории и практика применение флотационных реагентов. М., Недра, 1969, 390 с.
2. Зеленев В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. Изд.2 перераб. и доп. М., Недра, 1989, 222с.

УДК 622.7:622.342 (575.1)

©Ахмедов Х., Попов Е.Л., Хабибуллаева Г., Нурмухамедов И.С., Ходжиметова Н.С., Акчурина Р.Х. 2011 г.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ УЧАСТКА АКТАШ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ПИРМИРАБ»

Ахмедов Х., заведующий лабораторией обогащения руд благородных металлов ГП «НИИМР», канд. техн. наук; **Попов Е.Л.**, заведующий отделом технологии переработки минерального сырья ГП «НИИМР», канд. техн. наук; **Хабибуллаева Г.**, ведущий инженер ГП «НИИМР»; **Нурмухамедов И.С.**, инженер ГП «НИИМР»; **Ходжиметова Н.С.**, инженер ГП «НИИМР»; **Акчурина Р.Х.**, ведущий инженер ГП «НИИМР»

Разработка технологии переработки вновь разведанных месторождений золотосодержащих руд является актуальной задачей. Нами изучен вещественный

состав и разработана технология переработки пробы руды, отобранной на участке Акташ месторождения «Пирмираб». Результаты химического анализа руды

Таблица 1

**Результаты опытов флотации руды
в оптимальном режиме**

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, у.е.		Извлечение, %	
		золота	серебра	золота	серебра
Флотация руды					
Концентрат	3,2	111	346,4	83,57	75,25
Хвосты	96,8	0,72	3,8	16,43	24,75
Руда	100	4,25	14,73	100	100
Флотация хвостов гравитации					
Концентрат	2,8	86,0	265	77,68	68,39
Хвосты	97,2	0,71	3,53	22,32	31,61
Хвосты гравитации	100	3,1	10,85	100	100

(в %): SiO₂ -82,7; Fe₂O₃ -6,42; FeO -2,48; TiO₂ -0,01; MnO -0,13; Al₂O₃ -1,8; CaO -2,8; MgO -1,5; K₂O -0,12; Na₂O -0,1; P₂O₅ -0,03; H₂O -0,4; SO₃ <0,04; Собщ. -0,14; CO₂ -1,8; п.п.п -2,0; Au -4,25 у.е.; Ag -14,7 у.е.

По данным полуколичественного спектрального анализа, кроме того, обнаружены элементы (в %): Ni -<0,003; Mn -0,15; Co -0,005; Mo -0,0015; Cu -0,07; Pb -0,07; W -0,01; Sn -<0,001; V -0,001; Cr -<0,001; Be -0,003; As -<0,01; Zn -0,05; Ga -<0,001; Ba -<0,002; Ge -<0,001.

Главными промышленно-ценными компонентами руды являются золото и серебро, содержание которых составляет 4,25 и 14,7 у.е. соответственно.

Рациональный анализ на золото и серебро выполнен по традиционной методике [1]. Согласно рациональному анализу, золото цианируемыми формами представлено на 95,3%, серебро на 91,3%, золото, покрытое оксидными пленками, на 2,6%, серебро на 4,5%, тонкодисперсное в кварце золото на 1,4%, серебра на 0,6%. Основным концентратом золота и серебра является кварц.

Форма нахождения золота – самородная. Пробность 688-840%. Размер зерен 0,001-0,025 мм. Серебро находится в пробе в виде самородного серебра, сульфидов Au-Cu, в составе самородного золота и сульфосолей Ag(Cu) – Bi(Pb), входит в состав сложных гипергенных образований. Самым распространенным минералом пробы является гематит, который в основном находится в сростках с хлоритом.

Опыты флотации проводились по схемам, включающим измельчение руды до крупности 85% кл.-0,074 мм, основную, контрольную и две операции перемешивания пенного продукта (табл. 1-3). Результаты опытов флотации руды в оптимальном режиме приведены в табл. 1.

Таким образом, при флотации руды в оптимальных условиях выделен концентрат с извлечением 83,57% золота и 75,25% серебра. При флотации хвостов гравитации в концентрат извлекается 77,68% золота и 68,39% серебра от операции.

Опыты по цианированию проводились на исходной руде и продуктах обогащения. Цианированию подвергали руду различной крупности с содержанием в ней золота – 4,7 у.е., серебра – 14 у.е. по традиционной схеме, результаты которых приведены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты цианирования руды участка Акташ

Наименования продуктов	Содержание золота в кеке, у.е.		Извлечение золота в раствор, %		Условия опытов	
	Au	Ag	Au	Ag	C _{NaCN} , %	Время, час
Крупность измельчения -3+0 мм						
Исходная руда	4,7	14,0				
Хвосты цианирования	2,75	9,3	41,4	33,5	0,04	24
	2,0	9,3	57,4	33,5	0,06	24
	1,8	9,0	61,7	35,7	0,08	24
Крупность измельчения -1+0 мм						
Хвосты цианирования	2,2	7,9	53,2	43,0	0,04	24
	1,8	7,7	61,7	45,0	0,06	24
	1,5	7,5	68,1	46,4	0,08	24
Крупность измельчения -0,5+0 мм						
Хвосты цианирования	1,5	6,3	68,1	55,0	0,04	24
	1,3	5,8	72,3	58,8	0,06	24
	1,1	5,5	76,6	60,7	0,08	24
Крупность измельчения -0,315+0 мм						
Хвосты цианирования	0,88	4,5	81,3	67,8	0,04	24
	0,88	4,1	81,3	70,7	0,06	24
	0,8	4,0	83,0	71,4	0,08	24
Крупность измельчения -0,15+0 мм						
Хвосты цианирования	0,35	2,7	92,5	80,7	0,04	24
	0,35	2,7	92,5	80,7	0,06	24
	0,3	2,7	93,6	80,7	0,08	24
Крупность измельчения -0,074+0 мм						
Хвосты цианирования	0,3	2,2	93,6	84,3	0,04	24
	0,25	2,0	94,7	85,7	0,06	24
	0,24	2,0	94,9	85,7	0,08	24

Крупность измельчения руды, поступившей для исследований, составляла -3+0, -1+0, 0,5+0, 0,315+0, 0,15+0 и -0,074 мм.

При цианировании руды в вышеуказанных условиях в цианистый раствор от операции максимально извлекается золото 94,9%, серебро – 85,7%. Содержание в кеках цианирования золота 0,24 у.е., серебра – 2,0 у.е. Судя по результатам рационального анализа и полученных данных, руда эффективно цианируется, поскольку золото в основном свободное.

В опытах по цианированию хвостов гравитации, измельченные до 85 и 100% кл. -0,074 мм и содержа-

Таблица 3

Результаты опытов цианирования хвостов гравитации

Наименования продуктов	Содержание золота в кеке, у.е.		Извлечение золота в раствор, %		Условия опытов	
	Au	Ag	Au	Ag	C _{NaCN} , %	Время, час
Крупность измельчения 85% кл.-0,074 мм						
Исходная руда	2,4	10,5				
Хвосты цианирования	0,44	2,1	81,7	80,0	0,02	24
	0,38	2,1	84,2	80,0	0,04	24
	0,3	2,1	87,5	80,0	0,06	24
Крупность измельчения 100% кл.-0,074 мм						
Хвосты цианирования	0,35	2,0	85,4	81,0	0,02	24
	0,3	2,0	87,5	81,0	0,04	24
	0,25	2,0	89,6	81,0	0,06	24

щие золото 2,4 у.е., и серебро 10,5 у.е., поддерживались постоянными: концентрация защитной щелочи – 0,02% и отношение Ж:Т = 2:1. Варьировались концентрация цианистого натрия от 0,02 до 0,06%, продолжительность выщелачивания 12 и 24 ч. Результаты опытов приведены в табл. 3.

Таким образом, можно считать, что руда, представленная пробой № 14 может эффективно перера-

батываться по схеме Чадакской ЗИФ. При этом извлечение золота составит 94,4%, серебра – 80,7%.

Расход цианистого натрия с учетом подкрепления растворов в ходе цианирования составил 0,9 kg/t, извести (по CaO) – 2,5 kg/t. Для обезвреживания обеззолоченного раствора в случае, если он не используется в обороте, расход гипохлорита кальция составит 1,6 kg/t руды (по активному хлору).

Список литературы:

1. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. Изд.2 перераб. и доп. М., Недра, 1989, 222с.

УДК 622.271: 622.333

© Лунин С.В., Федянин А.С., Федянин С.Н. 2011 г.

ПРЕДПОСЫЛКИ К ПРИМЕНЕНИЮ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СЕЛЕКЦИИ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА УПОРНЫХ РУД И ОБОГАЩЕНИЯ ХВОСТОВОЙ ПУЛЬПЫ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА ЗОЛОТА

Лунин С.В., директор Центрального рудоуправления НГМК; **Федянин А.С.**, зам. начальника ПТО Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Федянин С.Н.**, зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук

Одной из актуальных проблем гидрометаллургического производства золота является достижение глубокого извлечения полезных компонентов из добытых руд. В этой связи представляется целесообразным рассмотреть возможность применения магнитной сепарации для доизвлечения золота из флотоконцентрата и хвостовой пульпы типового гидрометаллургического золотоизвлекательного комплекса.

Для золоторудных месторождений характерны высокие аккумуляции золота в виде изоморфной примеси в сульфидных минералах железа – в пирите и арсенопирите. Например, по результатам исследований сотрудников научно-исследовательских институтов Узбекистана - А.Х. Туресбекова (ИГиГ АН РУз), Б.Б. Василевского (ИМР) и Х.Т. Шарипова (ТХТИ) в лежалых отходах хвостохранилища ГМЗ-2 ЦРУ НГМК, остаточное содержание золота во фракции тяжелых минералов («черный шлик») составляет 3,46 Сб, а так же серебро, молибден, сурьму и железо. (Сб – бортовое содержание золота при разделении рудной массы на забалансовую руду и минерализованную массу).

Так же, по результатам испытаний технологии интенсивной гравитации (ТИГР), проведенными специалистами ОМГТП (Потапов В.А. и др.) уста-

новлено, что данная технология позволяет извлекать из хвостов КВ в концентрат не менее 80% золота, при выходе концентрата порядка 2%. При этом содержание золота в хвостах гравитации не превышает 0,1 Сб. Поскольку остальную массу гравиоконцентрата составляют тяжелые минералы, в основном, железосодержащие рудные минералы, то на этом факте следует остановиться подробнее.

Золоторудные месторождения Центральных Кызылкумов можно условно разделить на два основных типа по степени их метаморфического преобразования. Это сульфидно-мышьяковистые руды в породах зеленокаменной и черносланцевой формации (месторождения Кокпатас и Даугызтау) и руды в породах кварцевой формации, соответствующей (по С.Т. Баталову) стадии глубокого метаморфизма (месторождение Мурунтау).

В первом типе золото содержится, в основном, в виде изоморфной примеси в сульфидно-мышьяковистых минералах железа (арсенопирит, пирит, марказит). Эти минералы практически не вскрываются технологическими растворами – «упорное» золото для извлечения выщелачиванием, например, с применением тиомочевины, цианида или гипохлорита натрия. В зоне поверхностного окисления они окисляются. При окислении первичных (сульфидных) золотосодержащих руд

образуются метаморфозы по сульфидным минералам железа. Наряду с немагнитными окислами образуются и магнитные минералы железа - магнетит и пирротин. Золото вскрывается, т.е. становится способным переходить в выщелачивающие растворы. Окисленные руды таких месторождений технологичны для гидрометаллургической переработки, например, по технологии сорбционного цианирования.

На месторождениях второго типа, т.е. кварцевой формации, золото, главным образом, находится в самородной и тонкодисперсной форме в матрице кремнистых пород, а также в виде изоморфной примеси, в основном, в минеральных ассоциациях различных форм железа (в сульфидах, карбонатах, окислах и т.д.). Золото из кремнистой матрицы извлекается практически полностью (свыше 90%) по технологии сорбционного цианирования, в случае измельчения руды до тонкой фракции (выход фракции 200 меш свыше 80%).

В природных средах магнитные свойства характерны для ограниченного числа, в основном, железосодержащих минералов, и данный показатель имеет определяющее значение для разделения в магнитном поле тонкой фракции анализируемых проб, твердожидких технологических растворов (пульпы) или шлама на сильномагнитную (ферромагнетики), слабомагнитную (парамагнетики) и немагнитную составляющие. Ферромагнетики активно притягиваются магнитами и сами способны притягивать друг друга и парамагнетики. Парамагнетики не способны притягивать к себе другие парамагнетики. В ряду немагнитных минералов выделяются диамагнетики. Они отталкиваются магнитами, ферромагнетиками и индифферентны к парамагнетикам.

К ферромагнитным минералам относятся: магнетит (Fe_3O_4), маггемит Fe_2O_3 , магномагнетит $(\text{Fe}, \text{Mg})\text{Fe}_2\text{O}_4$, якобит MnFe_2O_4 , котенит Fe_3C , шрейберзит $(\text{Fe}, \text{Ni})_3\text{P}$, кубанит CuFe_2S_3 , ферроплатина или поликсен (Pt, Fe) , купроплатина $(\text{Pt}, \text{Fe}, \text{Cu})$, никелистое железо – тэнит (Fe, Ni) и аваруит Ni_2Fe .

Парамагнетиками являются: ильменит FeTiO_3 , франклинит $(\text{Zn}, \text{Mn})\text{Fe}_2\text{O}_4$, троилит FeS и пирротин - от Fe_6S_7 до $\text{Fe}_{11}\text{S}_{12}$.

Немагнитные дисульфиды железа (пирит и марказит – FeS_2), упорные к выщелачиванию золота по технологии цианирования, характерны для первичных руд и зоны вторичного восстановления.

Немагнитные окислы железа (лимонит и гётит HFeO_2 , гематит Fe_2O_3 и др.), вскрываемые растворами цианидов, характерны для зоны окисления. При восстанавливающем влиянии сероводорода (H_2S) гематит превращается в магнетит (Fe_3O_4), который при окислении превращается в гематит. Псевдоморфозы гематита по магнетиту

называют мартитом, а процесс окисления магнетита до гематита называют мартитизацией.

В ряду природных парамагнетиков ведущее место занимает пирротин или магнитный колчедан. Этот сульфидный минерал железа по окислительно-восстановительным условиям нахождения следует отнести к переходному от немагнитных дисульфидов железа к его ферромагнитным и немагнитным окислам. В монографии А.Г. Бегехтина [1] указано следующее. «В контактово-метасоматическом типе месторождений пирротин способен образовывать значительные скопления, главным образом у границы с известняками. В парагенезисе с ним встречаются халькопирит, пирит, магнетит, сфалерит, арсенопирит, иногда касситерит (SnS_2), шеелит (CaWO_4), кальцит, эпидот, кварц и др. Все они образуются в более позднюю стадию процесса скарнообразования.

В ряде типичных гидротермальных месторождений пирротин наблюдается в ассоциации со сфалеритом, галенитом, халькопиритом, касситеритом, арсенопиритом, железистыми хлоритами, карбонатами и др. Среди этих минералов пирротин принадлежит к числу наиболее поздних». В рамках опытно-методических работ по магнитной сепарации, проведенных специалистами Центрального рудоуправления НГМК (С.В. Лунин, А.С. Федянин, В.А. Янцен и др.), для руд месторождения Кокпатак экспериментально установлено следующее.

В товарных и низкосортных сульфидно-мышьяковистых рудах, образующихся в результате рентгенорадиометрической сепарации исходных руд, содержание магнитных минералов низкое, $2 \pm 1\%$. Магнетизирующий обжиг, например, при температуре $\sim 600^\circ\text{C}$, способствующий извлечению мышьяка и серы в газовую фазу и вскрытию золота во включающих его минералах как товарной, так и низкосортной руды, позволяет увеличить долю магнитных форм железа до $20 \pm 5\%$, независимо от содержания золота в исходной рудной массе.

При переработке технологической пробы исходной **товарной** руды цианированием по технологии ГМЗ-2 извлечение золота составило 4,7%, а после магнетизирующего обжига достигло 45,3% для магнитной фракции и 56,6% для немагнитной фракции.

Извлечение золота из технологической пробы исходной **низкосортной** руды цианированием по технологии ГМЗ-2 составило 48,6%, а после магнетизирующего обжига достигло 59,7% для немагнитной фракции и 50,0% для магнитной фракции.

Это позволяет утверждать, что в низкосортных рудах содержание пассиваторов цианидов изначально пониженное и поэтому эти руды, даже без предварительного магнетизирующего обжига, бо-

лее технологичны для извлечения золота цианированием.

Опытными работами по магнитной сепарации хвостовой пульпы ГМЗ-2 и ГМЗ-3, проведенными в 2010 г. специалистами Центрального рудоуправления НГМК (Э.Х. Халикулов, А.С. Федянин, Д.С. Агеев и др.), получены ферро- и парамагнитные концентраты, содержания в которых ряда рудных элементов представлены соответственно в табл. 1 и 2.

Выход ферро - и парамагнитного концентратов из сухого остатка (шлама) хвостовой пульпы ГМЗ-2 составил соответственно 0,3 и 1,5%. Если данные из табл. 1 принять за исходные для расчета запасов рудных элементов в магнитной фракции, содержащейся в ~30 млн. t лежалой хвостовой пульпы (по сухой массе), утилизируемой ежегодно ГМЗ-2, то получим следующие результаты: 121,5 тыс. t Fe₂O₃; 148,5 t меди; 67,5 t хрома; 12,6 t кобальта; 53,37 t цинка и 150,3 t никеля. Также, при 100%-ном извлечении магнитного концентрата из объема потока пульпы, равного её годовому поступлению на хвостохранилище ГМЗ-2, возможно получение 54 тыс. t/год ферромагнитного концентрата с 60% содержанием Fe₂O₃, пригодного для использования в металлургической промышленности и включающего полезные и легирующие примеси: MnO, Co, Cr, Ni, Cu, Zn.

В парамагнитном концентрате, имеющем выход ~1,5%, наиболее ценными являются редкоземельные металлы, из которых наиболее экономически выгодным по соотношению «цена на мировом рынке - содержание» является Sc (цена на мировом рынке порядка 20 \$ США/g). Также весьма перспективно извлечение магнитного концентрата из шлама, утилизируемого в хвостохранилище ГМЗ-3.

Представленный краткий обзор позволяет сделать выводы, не принимаемые ранее во внимание в рамках использования магнитной сепарации с целью технологической селекции сульфидно-мышьяковистых золотосодержащих руд (СМЗР) и извлечения ценных компонентов из отходов гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд - потока хвостовой пульпы и заскладированного шлама (лежалой хвостовой пульпы).

Первое. Поскольку упорные руды при гидрометаллургической переработке подвергаются тонкому измельчению (выход фракции 200 меш не менее 80%), то золотосодержащие сульфидные минералы железа (немагнитные) не только механически разрушаются, но и под воздействием активных технологических растворов окисляются с полным или частичным (пленочным, поверхностным) превращением в указанные выше ферро- и парамагнитные минералы.

Если признать, что процесс тонкого измельчения упорных руд в химически активных техноло-

Таблица 1

Результаты магнитной сепарации хвостовой пульпы ГМЗ-2

Химические элементы						
Fe ₂ O ₃	Cu	Cr	Au	Co	Zn	Ni
коэффициент обогащения в ферромагнитном концентрате						
12	9.1	4.1	1.6	4.3	0.45	58.6
коэффициент обогащения в парамагнитном концентрате						
3	2.3	1.6	5.3	21	0.7	10.5

Таблица 2

Содержание элементов в магнитном концентрате хвостовой пульпы ГМЗ-3

Химические элементы							
Fe ₂ O ₃	Cu	Cr	Au	Co	Ag	Zn	Ni
%	у.е.						
55	2000	1200	6.5	125	43	140	5200

гических растворах по сути своей является искусственным способом ускоренного вскрытия дисульфидов железа, аналогичным магнетизирующему обжигу или естественному окислению руд, - весьма длительному природному процессу, - то магнитная сепарация может оказаться эффективным способом технологической селекции флотоконцентрата (разделения на вскрываемые и упорные руды) и обогащения по золоту отходов гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд.

Второе. Поскольку опытными работами по магнитной сепарации хвостовой пульпы руд кварцевой (табл. 1) и сланцевой формации (табл. 2) удалось выделить магнитный концентрат (МК), то данным способом технологично извлечение рудного концентрата из отходов ГМЗ-2 и ГМЗ-3.

Третье. Извлечение МК с помощью магнитной сепарации и магнетизирующий обжиг могут стать важными дополнениями к технологической схеме вскрытия упорных руд, перерабатываемых с применением технологии БИОКС.

Таким образом, представляет интерес проведение полномасштабных работ по оценке технологической эффективности и экономической целесообразности применения магнитной сепарации для технологической селекции флотоконцентрата на ГМЗ-3, обогащения потоков хвостовой пульпы, поступающих в хвостохранилища золотоизвлекательных комплексов НГМК (ГМЗ-1, ГМЗ-2, ГМЗ-3, МЗИУ) и лежалых отходов, накопленных в них.

Список литературы:

1. Бетехтин А.Г. Минералогия. – М.: Госгеолиздат, 1950, стр. 240.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ПРОИЗВОДСТВА РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПРИ ВОВЛЕЧЕНИИ В ПЕРЕРАБОТКУ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ГМЗ-2

Лунин С.В., директор Центрального рудоуправления НГМК; Федянин А.С., зам. начальника ПТО Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук, Агеев Д.С., главный технолог Центрального рудоуправления НГМК

Редкоземельные элементы (РЗЭ) играют важную роль в производстве материалов для высокотехнологичного оборудования. По данным «Industrial Minerals» мировое потребление редких земель в 1970-1997 гг. в среднем увеличилось примерно на 5% в год. В период 2000-2010 гг. основными областями применения РЗЭ были производство автомобильных каталитических конвертеров, постоянных магнитов, полировальных порошков, электронной и электротехнической керамики, катализаторов при переработке нефти, специальных сплавов и др. (рис. 1).

Увеличилось потребление РЗЭ, используемых в Ni-MH батареях, применяемых в сотовых телефонах, портативных компьютерах, видеокамерах и других переносных электронных устройствах.

В настоящее время Китайская Народная Республика обладает 40% всех мировых запасов РЗЭ и является крупнейшим поставщиком РЗЭ на мировой рынок. На втором месте в мире по запасам редкоземельного сырья находится СНГ. Крупные запасы РЗЭ выявлены в щелочных пегматитах Кольского полуострова. Промышленные запасы РЗЭ, в частности иттрия, разведаны на Катугинском месторождении (Россия) и

на месторождении Ак-Тюз (Кыргызстан).

В Узбекистане весьма перспективной является разработка Байсунского, Джамского и Уртабулакского месторождений горючих сланцев с промышленными концентрациями горючих сланцев с промышленными концентрациями селена, кадмия, никеля, кобальта, урана и др. полезных компонентов. Особое место в этом ряду стратегически важных металлов занимает рений. Кроме того, горючие сланцы являются альтернативным источником получения углеводородного топлива. По мнению специалистов института O'zGEORANGMETLITI добыча сланцев возможна, главным образом, подземными способами скважинного выщелачивания и скважинной гидродобычи.

Особое внимание следует обратить также на запасы РЗЭ в техногенном сырье. Так, при переработке золотосодержащей руды образуется значительное количество техногенных отходов, оказывающих негативное влияние на экологическую обстановку в зоне их дислокации и в то же время содержащих широкий спектр ценных компонентов.

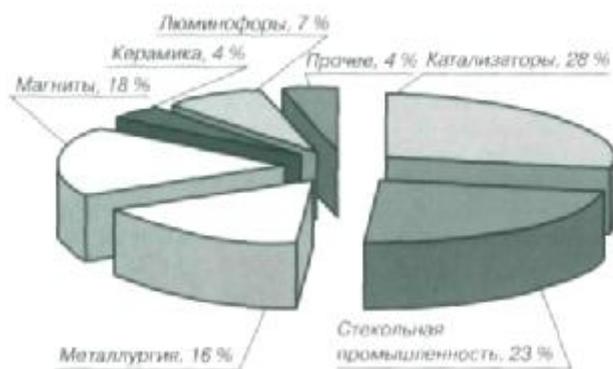
Учитывая, что природные рудные скопления многих металлов не воспроизводятся, остро встает проблема эффективного и экономичного использования накопленных техногенных отходов горно-металлургического производства, которые отличаются высоким содержанием ценных компонентов, сопутствующих основному компоненту.

В Центральном рудоуправлении НГМК, согласно программе НИР и в соответствии с графиком приоритетных направлений инновационных работ на 2010-2015 гг., в рамках первого этапа работ по теме: «Рудоподготовка и обогащение техногенных образований месторождения Мурунтау» были проведены технологические испытания проб хвостовой пульпы ГМЗ-2 с целью определения содержаний в ней породообразующих минералов и РЗЭ. В результате проведенных исследований, по данным полуколичественного анализа, выявлены значимые содержания высокоценных на мировом рынке лантаноидов легкой группы Sc (скандия) и La (лантана). Сопутствующими элементами являются Yb, Gd, Ce, Y, табл. 1.

Удельный вклад каждого из РЗЭ в процентном соотношении приведен на рис. 2.

По данным количественного анализа определено распределение породообразующих химических соединений, связанных с комплексом РЗЭ, табл. 2.

Дополнительно изучена возможность извлечения из хвостов ГМЗ-2 железосодержащих породообразующих минералов для последующего их ис-



Структура мирового потребления РЗЭ

Рис. 1. Структура мирового потребления РЗЭ

Элемент	Содержание в хвостах, у.е.	Цена на мировом рынке, \$ США/g
Sc	8-10	10-20
Gd	20	0,4
La	30	2-4
Ce	< 10	0,15
Y	20	0,12

пользования в качестве сырья для НМЗ.

По результатам ОМР из хвостов ГМЗ-2 получен ферромагнитный концентрат (выход 0,3%) с содержанием $Fe_2O_3 \sim 60\%$, пригодный для использования в металлургической промышленности. Разработан способ выделения из техногенных отходов ГМЗ-2 ферро- и парамагнитного концентратов, содержащих РЗЭ.

В 2011 г. запланировано выполнение исследовательских работ по повышению эффективности извлечения железа из хвостовой пульпы ГМЗ-2 с использованием современных магнитосепарационных установок.

По предварительным расчетам, стоимость Sc в 1 тонне технологических отходов ГМЗ-2 составит 160 \$ США, а La – 120 \$ США (рис. 3).

В условиях планового снижения содержания золота в руде, на фоне значительного роста цен на РЗЭ и внедрения новых технологий использования редкоземельных металлов, техногенные отходы ГМЗ-2 будут представлять все больший практический интерес. Освоение месторождений с целью комплексного извлечения ценных компонентов, сопутствующих основному рудному компоненту, будет способствовать расширению номенклатуры производства, а также улучшит экономику производства в целом. Поэтому и в рамках Государственной программы развития производства импортозамещающей продукции создание на базе НГМК собственного производства концентратов РЗЭ и железосодержащих концентратов является весьма актуальной задачей.

В этой связи целесообразно проведение специаль-

Таблица 2

Наименование	Содержание, %
SiO ₂	65,9
Fe ₂ O ₃	5,0
MnO	0,05
Al ₂ O ₃	18,0
MgO	1,0
TiO ₂	0,47
S _{общ.}	0,6
CaO	1,5
CO ₂ орг.	0,10

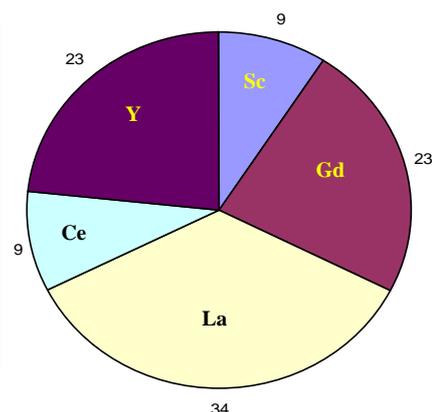


Рис. 2. Удельный вклад редкоземельных элементов

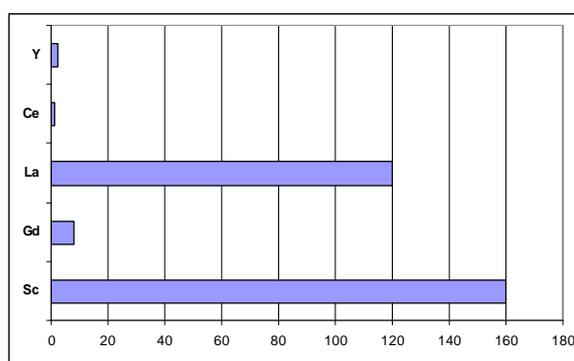


Рис. 3. Удельная стоимость сырья РЗЭ в тонне технологических отходов ГМЗ-2

ных исследований и технологических испытаний для определения экономической эффективности вовлечения во вторичную переработку хвостов ГМЗ-2 для получения железосодержащего (ферромагнитного) концентрата и попутного извлечения РЗЭ.

УДК 622.765

© Якубжанова М.Е., Попов Е.Л., Ахмедов Х. 2011 г.

ПРИМЕНЕНИЕ НОВОГО ИМПОРТЗАМЕНЯЮЩЕГО РЕАГЕНТА СД-1 ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД УЗБЕКИСТАНА

Якубжанова М.Е., ассистентка ТашГТУ; Попов Е.Л., заведующий ОТПМС ГП ИМР, канд. техн. наук; Ахмедов Х., заведующий лабораторией обогащения ГП ИМР, канд. техн. наук

Применение новых импортзамещающих реагентов при обогащении минерального сырья в настоящее время является актуальной задачей для обогатителей. В Институте минеральных ресурсов проводились исследования по применению нового реагента-собирателя СД-1, который можно получить из отходов предприятия «Навоиазот» [1, 2].

Эксперименты проводились по следующей технологии: отобранные чистые образцы минералов

измельчали в фарфоровой мельнице до крупности - 0,25 и - 0,1 мм. Зернистый материал промывали и высушивали на воздухе. Высушенный материал просеивали через сита с отверстиями 0,25 и 0,1 мм с получением фракций - 0,25 + 0,1 и - 0,1 + 0 мм. В связи с тем, что сульфидные минералы окисляются с поверхности очень быстро, при подготовке пирита и арсенопирита после обесшламливания и отсева на классы каждый исследуемый класс в течение

Таблица 1

Результаты спектрального полуколичественного анализа

Минерал	Содержание элементов, 10 ³ %											
	Ba	Be	Bi	W	Ga	Ge	Cd	Co	Mn	Cu	Mo	As
Халькопирит	<2	<1	<0,2	<10	<1	<1	<0,1	30	20	>1100	2	<10
Пирит	<2	<1	<0,2	<10	<1	<1	<0,1	50	15	15	1	<10
Арсенопирит	<2	<1	<0,2	<10	<1	<1	<0,1	0,2	10	20	5	>1100
Минерал	Ni	Sn	Pb	Ag	Sb	Ti	Cr	Zn	Au	Nb	Ta	Li
Халькопирит	200	5	15	2	3	20	<1	150	<0,03	<10	<10	<6
Пирит	10	<1	3	0,7	30	150	<1	30	0,07	<10	<10	<6
Арсенопирит	10	<1	<1	0,15	30	15	100	30	<0,03	<10	<10	<6

примерно 7 часов обрабатывали соляной кислотой (1:1), затем пирит и арсенопирит промывали дистиллированной водой, сушили и хранили в эксикаторах (табл. 1-2, рис. 1). Перед каждым опытом навески минералов обрабатывали концентрированной соляной кислотой и промывали затем дистиллированной водой [1].

На поверхности халькопирита, кроме оксидов, могут быть пленки халькозина и ковеллина. Для удаления последних навески халькопирита опреде-

ленной крупности перед опытом в течение 2 часов обрабатывали 4%-ным раствором NaCl при Ж:Т=20:1, затем раствор сливали и порошок промывали сначала подщелоченной содой водой, затем просто водопроводной и, наконец, дистиллированной водой. Результаты спектрального полуколичественного анализа чистых минералов пирита, арсенопирита и халькопирита приведены в

табл. 1.

Опыты флотации проводились в лабораторной флотационной машине с объемом камеры 0,25 dm³. В качестве собирателей испытывались бутиловый ксантогенат калия (БКК), изопропиловый ксантогенат калия (ИПКК) и СД-1.

При проведении опыта пена собиралась в фарфоровую чашку. После отстаивания избыток воды декантировался, а сфлотированный порошок минерала высушивался и взвешивался. Выход минерала подсчитывался с учетом массы пенного продукта и исходного материала.

При флотации подготовленных минералов установлено, что наиболее эффективно флотируется с БКК халькопирит, затем в порядке уменьшения выхода арсенопирит и пирит. При концентрации БКК 50 mg/l в пену переходит 98% халькопирита, 95% арсенопирита и 78% пирита. Несколько ниже показатели флотации с ИПКК. Извлечение минералов с СД-1 при той же концентрации 50 mg/l составляет: халькопирита - 83, арсенопирита - 63 и пирита 52%. В сравнении с БКК реагент СД-1 дает более низкие значения извлечения минералов. Однако при сокращении загрузки ксантогената на 50% и подачи смеси реагентов в соотношении БКК:СД-1 = 10:1 практически сокращается в извлечении минералов и их выход достигает максимума 98-99%, а пирита 78%. Это свидетельствует о том, что действие СД-1 избирательное. Оно усиливается при совместном применении СД-1 и БКК. Результаты флотационных опытов на чистых минералах показаны на рис. 1, где изображено влияние концентрации собирателей на флотируемость пирита, арсенопирита и халькопирита. Поскольку СД-1 является хорошим флокулянтном, его действие, по-видимому,

Таблица 2

Результаты сравнительных опытов флотации БКК и СД-1 по принципу непрерывного процесса

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, % у.е.			Извлечение, %			Наимен. и расход собирателя в осн. и контр. флотацию, g/t
		Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	
Месторождение Рабинджан								
Концентрат	4,5	9,72	11,78	921,3	40,95	63,8	75,83	БКК-160+80
Хвосты	94,5	0,67	0,32	14,9	59,05	36,2	24,67	
Руда	100	1,08	0,84	55,65	100	100	100	
Концентрат	4,6	8,66	11,96	930,0	40,5	63,1	74,5	БКК - 80+40 СД-1 -8+4
Хвосты	95,5	0,6	0,33	15,0	59,5	36,9	25,5	
Руда	100	0,96	0,85	56,1	100	100	100	
Месторождение Кызылалма								
Концентрат	12,65		22,0	246,0		88,44	87,4	БКК - 80+40
Хвосты	87,35		0,42	5,15		11,56	12,6	
Руда	100		3,15	35,6		100	100	
Концентрат	11,87		24,0	268,0		89,17	87,95	БКК - 40+20 СД-1 -8+4
Хвосты	88,13		0,39	4,95		10,83	12,05	
Руда	100		3,2	36,2		100	100	
Месторождение Кальмакыр пр.№1								
Концентрат	2,05	20,2				86,36		БКК-20+10
Хвосты	97,95	0,066				13,64		
Руда	100	0,48				100		
Концентрат	2,15	20,0				87,83		БКК - 10+5 СД-1 -5+2,5
Хвосты	97,85	0,061				12,17		
Руда	100	0,49				100		
Месторождение Кальмакыр пр.№2								
Концентрат	4,07	22,78				89,15		БКК-20+10
Хвосты	95,93	0,12				10,85		
Руда	100	1,04				100		
Концентрат	4,12	23,35				90,76		БКК- 10+5 СД-1 -5+2,5
Хвосты	95,88	0,102				9,24		
Руда	100	1,06				100		

связано с этим свойством [2].

В табл. 2 приведены результаты флотации руд различных месторождений Узбекистана при совместном применении БКК и СД-1. Для сравнения сначала показаны результаты флотации с одним БКК, а затем при совместной загрузке СД-1 и БКК, расход которого сокращен вдвое. Опыты проводились по принципу непрерывного процесса по схеме, включающей измельчение руды до крупности 85% кл.-0,074 мм, основную и контрольную флотацию, две перечистки концентрата. Промпродукты заворачивались в предыдущие операции.

Из табл. 2 видно, что результаты опытов идентичны, несмотря на то, что расход БКК сокращен на 50%, а загрузка СД-1 минимальна. Так, при флотации руды месторождения Рабинджан в обоих опытах сохраняется извлечение меди, золота и серебра (в %): 40,5-40,95 Си, 63,1-63,8 Au и 74,5-75,33 Ag. При флотации руды месторождения Кызылалма даже несколько увеличивается: с 88,44 до 89,17% Au и с 87,4-87,95 Ag - при повышении качества концентрата. Извлечение меди из двух различных проб руды месторождения Кальмакыр также увеличивается с 86,36 до 87,83% из пробы № 1 и с 89,15 до 90,76% из пробы №2 при соотношении СД-1:БКК=1:2.

Опыты флотации на чистых сульфидных минералах и рудах показали, что добавление во флотационный процесс реагента СД-1 позволяет сократить количество дорогостоящего ксантогената

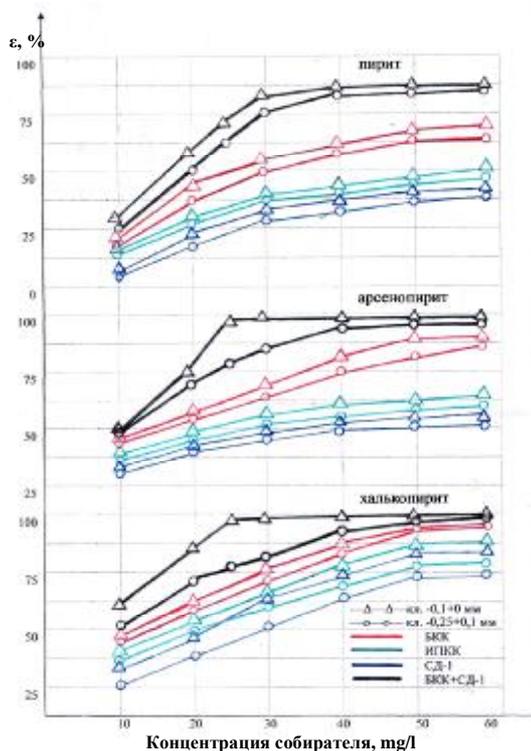


Рис. 1. Зависимости влияния концентрации БКК и СД-1 на флотуемость пирита, арсенопирита и халькопирита

(БКК), используемого в промышленности при обогащении сульфидных руд.

Список литературы:

1. Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследования полезных ископаемых на обогатимость. М, «Недра», 1974, 352с.
 2 Арипов Э.А., Орел М.А., Аминов С.Н. Гидрофобные взаимодействия в бинарных растворах поверхностно-активных веществ. Ташкент. «Фан», 1980, 140с.

УДК 622.271: 622.333

© Агеев Д.С. 2011 г.

ЛОКАЛЬНО-СОРБЦИОННАЯ УСТАНОВКА

Агеев Д.С., главный технолог Центрального рудоуправления НГМК

С целью снижения производственных потерь за счет доизвлечения золота из прудковых вод хвостохранилища, на Гидрометаллургическом заводе № 2 была построена локальная сорбционная установка.

Своеобразным толчком к проведению опытно-промышленных испытаний и строительству локальной сорбционной установки (ЛСУ) послужили лабораторные исследования Центральной заводской лаборатории по сорбционному выщелачиванию золота из прудковых вод хвостохранилища ГМЗ-2. Результаты испытаний показали принципиальную возможность извлечения золота из бедных исходных растворов прудка хвостохранилища ГМЗ-2,

однако время сорбционного выщелачивания при этом возрастает в десятки раз.

При подготовке обоснования строительства ЛСУ были произведены необходимые расчеты:

- производительности установки по исходной порции растворов;
- объема исходного раствора, который необходимо прокачать для полного насыщения смолы;
- времени, необходимого для полного насыщения смолы.

Расчет производительности ЛСУ вычисляется по формуле:

$$V_{исх} = 0,785 \times D^2 \times \omega$$

где D – диаметр колонны, м;

ω – скорость протекающей через колонну жидкости, м/с, которая вычисляется по формуле:

$$\omega = Re \times 10^{-3} / (d \times \rho_y),$$

где Re – критерий Рейнольдса, который находится через расчетный критерий Архимеда с заданной порозностью слоя;

d – диаметр гранулы используемого сорбента, м;

ρ_y – плотность исходных растворов, принятая равной плотности дистиллированной воды, kg/m^3 .

Расчет объема исходного раствора, который необходимо прокачать для полного насыщения смолы, вычисляется по формуле:

$$V_{\text{общ}} = Y_{\text{кон}} \times G / (C_{\text{н}} - C_{\text{к}}),$$

где $Y_{\text{кон}}$ – конечная концентрация золота в смоле, г/кг;

G – объем загруженного анионита, кг;

$C_{\text{н}}$ и $C_{\text{к}}$ – исходная известная и конечная планируемая концентрация золота в растворе, g/m^3 .

После этого, при найденной расчетной производительности установки по исходному питанию $V_{\text{исх}}$, и найденному объему исходного раствора $V_{\text{общ}}$, время для полного насыщения смолы вычисляется по формуле:

$$t = V_{\text{общ}} / V_{\text{исх}}$$

Монтаж локальной сорбционной установки был произведен в 2009 г. на берегу прудка карты 1 II очереди хвостохранилища ГМЗ-2. Основу ЛСУ составляют две установленные рядом колонны объемом по $30 m^3$ каждая, загруженные сорбентом – анионитом АМ-2Б или ее аналогами, применяемыми в технологическом процессе ГМЗ-2. Подача исходных растворов производится в нижнюю часть колонны при помощи насоса, слив растворов осуществляется из верхней части колонны через дренажные стаканы за счет напора, развиваемого насосом. С целью снижения гидравлического сопротивления в колоннах и сокра-

щения продолжительности цикла насыщения сорбента его единовременная загрузка в каждой колонне ограничена и принята равной 1 т, что составляет примерно $2,7 m^3$ сорбента в набухшем состоянии. Таким образом, единовременная загрузка сорбента в колоннах составляет 9%. Энергоснабжение ЛСУ осуществляется от дизельной электростанции номинальной мощностью 200 kW.

Ход опытно-промышленных работ по сорбционному выщелачиванию золота из прудковых вод хвостохранилища изначально был разбит на два основных этапа: первый этап – работа ЛСУ по схеме одноступенчатой сорбции, второй этап – работа ЛСУ по схеме двухступенчатой сорбции.

На первом этапе опытно-промышленных работ обе колонны работали параллельно, независимо друг от друга, в режиме максимального насыщения сорбента в каждой колонне (рис. 1, а). На втором этапе опытно-промышленных работ колонны ЛСУ работали по схеме двухступенчатой сорбции (рис. 1, б).

Первый этап работ проводился на протяжении 69 суток, на протяжении которых было достигнуто 3 полных цикла насыщения сорбента. Среднее время насыщения смолы при двухступенчатой сорбции составило 17 суток, а извлечение золота на смолу (общее по первой и второй ступени сорбции) возросло по сравнению с первым этапом работ в 1,5 раза. При этом емкость насыщенной смолы достигла показателей насыщения смолы в переледе сорбции ГМЗ-2.

В ходе первого этапа непрерывно проводились работы по повышению пропускной способности колонн по растворам. Так, при запуске обеих колонок было по одному растворному стакану и в начальный период стаканы оснащались н/ж сеткой 0,5x0,3. Вскоре на обеих колоннах было установлено по четыре растворных стакана, а затем все растворные стаканы были оснащены полипропиленовой сеткой 04x04. Данные мероприятия позволили повысить пропуск-

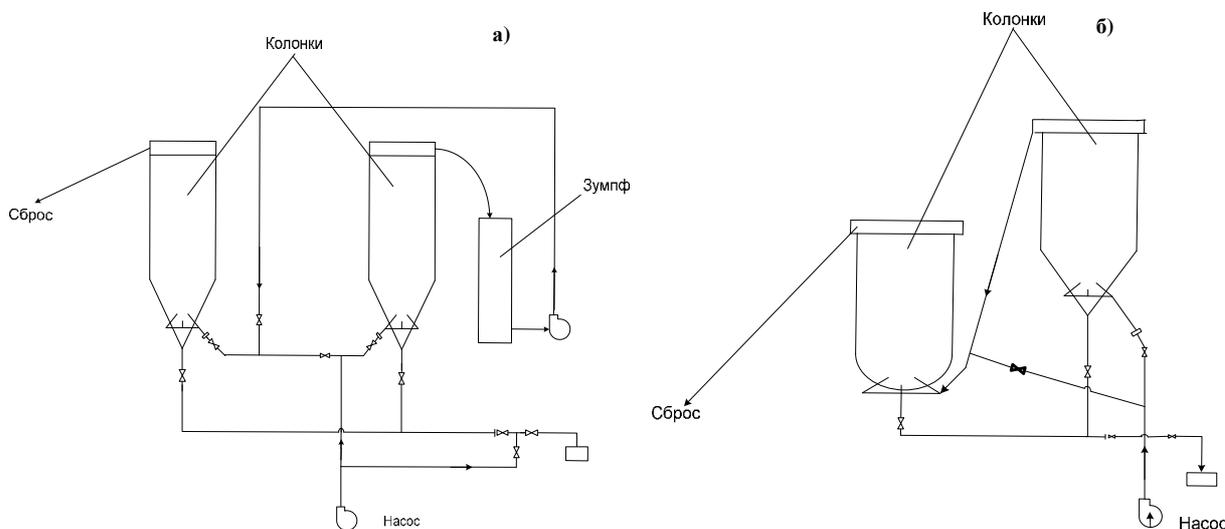


Рис. 1. Схема цепей и аппаратов локальной сорбционной установки (ЛСУ) при работе в параллельной схеме сорбирования (а) и в двухступенчатой сорбции (б)

ную способность колонн по растворам с 90,5 м³/h до 145 м³/h, что существенно сократило время сорбции золота на смолу. Для производства ремонтных работ смола из второй колонны была перекачана в первую колонну, по окончании работ смола из первой колонны частично (примерно половина объема) была возвращена во вторую колонну, т.е. было произведено усреднение емкости сорбента по обеим колоннам.

Второй этап работ проводился на протяжении 51 суток, в ходе которого также было достигнуто 3 полных цикла насыщения сорбента. Среднее время насыщения смолы при двухступенчатой сорбции составило 17 суток, а извлечение золота на смолу возросло в 1,6 раза по сравнению с первым этапом работ, при этом полное насыщение смолы достигло показателей, аналогичных цеху сорбции и регенерации.

Во время проведения обоих этапов исходное питание растворов оставалось на одном и том же уровне, однако в связи с тем, что схема работы двухступенчатой сорбции позволяла вести во второй колонне до-

извлечение золота из прудковых вод на «свежую» смолу (т.е. доизвлечение золота из более бедных растворов), цикл сорбции сократился на 26,3 суток.

Схема работы двухступенчатой сорбции, помимо роста извлечения золота на смолу и снижения времени ее насыщения, выявила еще одну положительную сторону процесса – принцип замены смолы в колоннах заметно упростился. При работе по схеме одноступенчатой сорбции насыщенную смолу приходилось выгружать из обеих колонн, а затем производить догрузку свежей смолы. При двухступенчатой сорбции смола в первой колонне насыщается заметно быстрее смолы во второй, после чего «бедно» насыщенную смолу из второй колонны перегружают в первую, а на ее место загружают свежую смолу.

Таким образом, оценив положительные стороны схемы двухступенчатой сорбции, было принято решение об использовании данной технологии для доизвлечения золота из прудковых вод хвостохранилища ГМЗ-2.

УДК 66.063.94

© Коротовских Г.С., Ахмедова Е.Р. 2011 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СГУЩАЕМОСТИ ПУЛЬПЫ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ

Коротовских Г.С., начальник ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Ахмедова Е.Р., инженер-технолог ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Процесс сгущения заключается в повышении концентрации твердой фазы в сгущенном продукте по сравнению с исходной пульпой. В производственных условиях при сгущении ставятся две задачи: получение сгущенного продукта с необходимой концентрацией твердой фазы и осветление жидкой фазы с получением оборотной воды [1].

На эффективность процесса сгущения влияют: минералогический состав твердой фазы (трудно сгущаются глинистые породы), гранулометрический состав (тонкие частицы осаждаются медленнее), плотность и форма частиц, содержание твердого в исходной пульпе (чем выше концентрация твердой фазы в пульпе, тем труднее равномерно распределить флокулянт по всему объему пульпы, при этом расход флокулянта растет), рН и температура среды (снижение температуры приводит к повышению вязкости и плотности воды, что вызывает снижение скорости отстаивания частиц) [2].

В лабораторных условиях сгущение проводят в цилиндрах объемом 1 литр. Для проведения исследований берут приготовленную в лабораторных условиях или полученную в процессе переработки руды пульпу. В полученной пульпе определяют

основные параметры (плотность твердой фазы, отношение массы жидкой фазы к массе твердой и плотность пульпы). Исследования могут проводиться при различных значениях Т:Ж. При сгущении пульп применяются коагулянты и флокулянты. Действие этих реагентов заключается в объединении частиц и микрофлюкул в более крупные агрегаты, которые быстрее осаждаются под действием сил тяжести [2]. Расход коагулянтов и флокулянтов в лабораторных условиях определяется с учетом производственных показателей.

Полученные порции пульпы переводят в цилиндры и корректируют объем. На цилиндры наносится шкала, ноль шкалы должен совпадать с уровнем пульпы. Содержимое цилиндров перемешивается и начинается отсчет времени осаждения. Через опре-

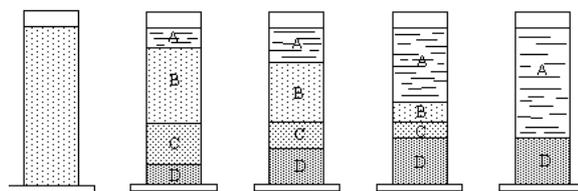


Рис. 1. Стадии сгущения пульпы

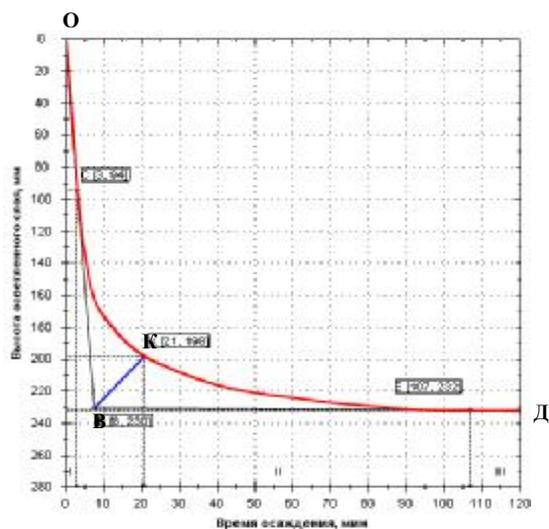


Рис. 2. Графическое изображение процесса сгущения пульпы в цилиндре

деленные промежутки времени отмечают положение границы между сгущающейся пульпой и жидкой фазой. Происходит расслаивание пульпы, и появляются зоны: А – осветленной воды, В – свободного осаждения, С – стесненного осаждения, Д – уплотнения осадка (рис. 1). Наблюдение прекращают, когда положение границы не меняется в течение 2-3 часов [1].

Результаты наблюдения заносят в таблицу и строят график (рис. 2) – зависимость высоты осветленного слоя h от времени осаждения t [3]. Полученные экспериментальные значения наносят на график и через характерные точки проводят прямые:

ОВ – касательная к кривой в точке начала отсчета; ВД – касательная к кривой в последней точке замера – Д; ВК – биссектриса угла ОВД.

Точка К графически характеризует среднюю скорость осаждения частиц (среднюю скорость сгущения).

Средняя скорость сгущения вычисляется по формуле:

$$J_{cp} = \frac{H_{cp}}{t_{cp}}, \text{ m/h}; \quad (1)$$

где: J_{cp} – средняя скорость сгущения, m/h;
 H_{cp} – средняя высота осветленного слоя, mm
 t_{cp} – среднее время сгущения, h.

Удельная производительность сгущения за су-

тки определяется по формуле:

$$Q_{уд} = \frac{24 \cdot J_{cp} \cdot r}{R_n - R_k}, \text{ t/m}^2 \text{ сут}; \quad (2)$$

где: $Q_{уд}$ – удельная производительность сгущения, $\text{t/m}^2 \text{ сут}$

J_{cp} – средняя скорость сгущения, m/h;

ρ – плотность жидкой фазы начальная, g/l;

R_n – начальное отношение Ж:Т;

R_k – конечное отношение Ж:Т, рассчитывается по формуле:

$$R_k = \frac{V_k \cdot d \cdot P_{mв.}}{d \cdot P_{mв.}}, \quad (3)$$

где: V_k – объем сгущенного продукта, фиксируется непосредственно по градуировке цилиндра, ml;

δ – насыпная плотность, g/cm^3 ;

$P_{mв.}$ – вес твердого в цилиндре, g.

Для накопления статистических данных и объективной оценки технологичности руды необходимо вести исследования по сгущаемости технологических пульп в одинаковых условиях. Такие условия предполагает методика проведения исследований. Обработка полученных данных также должна быть систематизирована, согласно определенному алгоритму.

Графически при построении кривой сгущения и касательных большую роль играет человеческий фактор, который в той или иной степени влияет на правильность расчетов при определении основных параметров сгущаемости пульпы. При построении графика вручную, при одних и тех же данных, в зависимости от способностей каждого работника, выполняющего расчеты, результаты основных параметров могут быть искажены. Для того чтобы исключить ошибку в графических расчетах, предложено моделирование процесса сгущения с помощью программного обеспечения на персональном компьютере. Необходим ввод основных параметров исследуемого продукта, замеров высоты осветленного слоя пульпы, а также кем и когда проведены исследования. Построение графика, определение средней скорости и удельной производительности сгущения производится автоматически без участия человека.

Накопление базы данных по сгущению различных технологических продуктов способствует проведению оперативного анализа и определению оптимальных параметров ведения исследований.

Список литературы:

1. Чуйнов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды. – М.: Недра, 1987. с. 23
2. Еремеев Д.Н. Факторы, влияющие на отстаивание (сгущение) частиц твердой фазы. Горный вестник Узбекистана №2 (29) 2007. с. 77
3. Зеленев В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. – М.: Недра, 1989. с. 180

ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ФРОНТА ГОРЕНИЯ В САМЫХ ПРОСТЫХ БЕЗГАЗОВЫХ ЭЛЕМЕНТНЫХ СВС – СИСТЕМАХ

Кажикенова С. Ш., доцент кафедры прикладной математики и информатики Карагандинского государственного университета, канд. техн. наук; **Сатбаев Б.Н.**, директор филиала РГП «НЦ КПМС РК», канд. хим. наук; **Нуркенов О.А.**, зав. лабораторией Карагандинского ИОСУ, докт. хим. наук

Интенсификация технологических процессов и инновационные пути развития действующих отраслей металлургической, химической, нефтеперерабатывающей промышленности, энергетики, цементных производств и других областей предъявляют все более жесткие требования к огнеупорным изделиям, используемым для футеровки высокотемпературных агрегатов (огнеупорные кирпичи и плитки, набивные массы, кладочные растворы и т.п.). Острый дефицит в огнеупорах на внутреннем и внешнем рынках, неуклонный рост их потребления в металлургических и цементных производствах обуславливает возросший интерес к получению новых высококачественных огнеупорных изделий с заранее заданными или комбинированными свойствами.

Разработка и внедрение ресурсо- и энергосберегающих, экологически чистых инновационных технологий, обеспечивающих совершенствование производства огнеупорных материалов на базе сырьевых ресурсов Казахстана, а также рост выпуска этой конкурентоспособной продукции, что одновременно приводит к снижению себестоимости готового товарного продукта и является одним из основных задач исследования.

Анализ научно-исследовательских работ ученых, а также исследователей-практиков показывает, что традиционная технология получения огнеупоров не только не обеспечивает высокого качества огнеупорных кирпичей и растворов, но и вызывает преждевременное разрушение стойкости футеровки высокотемпературных узлов металлургических агрегатов, тем самым отрицательно влияет на качество производимой продукции цветной и черной металлургии. В связи с этим весьма актуальной проблемой является разработка, создание и особенно организация технологии по производству неформованных и формованных огнеупорных материалов, способных выдерживать значительные силовые и тепловые нагрузки в условиях высоких температур, обеспечивающих максимальную стойкость футеровки металлургических агрегатов. В этом плане промышленность нуждается в новых эффективных разработках - нетрадиционных технологиях.

Новизна проведенных исследований состоит в разработке научно-обоснованных подходов к решению данной проблемы, которые позволили бы выявить закономерности образования неформованных и формованных огнеупоров, что, в свою очередь, даст ценную информацию для эффективного управления

сложными физико-химическими и технологическими процессами получения новых марок огнеупоров.

В связи с тем, что в последнее время наблюдается стабильное увеличение спроса на качественные огнеупорные материалы, разработка научных основ технологии получения новых отечественных огнеупорных материалов на базе местных сырьевых ресурсов и отходов металлургической промышленности Казахстана является одной из актуальнейших задач фундаментальной науки республики.

Основные требования металлургов и других потребителей к огнеупорным материалам – повышение ресурса работы (стойкости) футеровки тепловых агрегатов, а также улучшение качества металла. Для полного удовлетворения этих требований необходимо создание огнеупорных материалов нового поколения.

Самораспространяющийся высокотемпературный синтез (СВС) является одним из перспективных ресурсосберегающих и высокопроизводительных методов получения тугоплавких неорганических соединений, твердых сплавов и огнеупорных материалов. СВС используется для получения тугоплавких неорганических листов, изделий, покрытий с применением в качестве исходного сырья смеси оксидов металлов с металлическими восстановителями и неметаллами. Этим методом получен широкий круг литых карбидов и других твердых сплавов на их основе, ряд боридов, а также некоторые силициды и интерметаллиды. Все указанные материалы были получены в основном из химически чистых реагентов, использование которых повышает себестоимость синтезируемых материалов. В связи с этим возникает необходимость проведения исследовательских работ, направленных на использование в указанном процессе доступного сырья.

Такие работы проводились в Институте физической химии РАН (г. Черноголовка Московской обл.) под руководством А.Г. Мержанова, М.Д. Нерсесяна, И.В. Боровинской. Результаты исследований механизма СВС огнеупоров освещены в работах В.И. Юхвида, Е.А. Левашова и В.Н. Шкиро и др. В Казахстане с 1984 г. на базе КазГУ им. С.М. Кирова, на кафедре химической кинетики и горения под руководством Г.И. Ксандопуло и М.Б. Исмаилова начаты исследования механизма горения натрий-термического систем, приведшие позднее к работам по СВС-огнеупорам. Однако до настоящего времени не проводились систематическое изучение и практическая проработка создания высокоэффективных огнеупорных материалов для футеровки металлургических агрегатов методом самораспростра-

яющегося высокотемпературного синтеза. На основании вышесказанного и с учетом наличия в Республике Казахстан сырьевых ресурсов, разработка теоретических основ и способов создания огнеупоров нового поколения по СВС – технологии и их освоение в металлургии, бесспорно, представляют крупный научный и прикладной интерес.

Несмотря на интенсивное практическое использование в течение последних ста лет, металлотермические процессы исследованы еще очень мало. По-видимому, недостаточная изученность реакций горения в конденсированной фазе по отношению к реакциям в газовой фазе связана с экспериментальными трудностями определения температурного и особенно концентрационного профилей волны горения конденсированных систем.

Так, если для многих газофазных пламен известны механизмы горения, включающие в себя образование промежуточных метастабильных частиц, то об образовании аналогичных частиц при горении конденсированных веществ в настоящее время имеются лишь догадки. В связи с отсутствием прямых экспериментальных методов регистрации метастабильных веществ, образующихся на промежуточных стадиях горения конденсированных систем, механизм их горения может быть построен на основании косвенных экспериментальных данных, совмещенных с известными закономерностями горения в конденсированных металлотермических системах необходимо не только знание скорости и температуры горения, но и процессов, определяющих скорость горения. Это особенно важно, если имеет место сильное торможение скорости тепловыделения и сложная структура волны горения.

Возможность быстрого достижения высокотемпературного состояния вещества, сопровождающегося разнообразными физико-химическими, фазовыми и структурными превращениями в волне горения, в сочетании с высокой информативностью легко измеряемых характеристик процесса, сделали горение не только объектом, но и одним из самых изящных методов физико-химических исследований. Ярким примером этого положения служит изучение процесса СВС. Основоположителем теории СВС является академик РАН А.Г. Мержанов.

В 1967 г. в институте химической физики АН СССР под руководством А.Г. Мержанова группа сотрудников обнаружила новый оригинальный класс процессов горения, протекающих без кислорода. В качестве горючего в них выступали металлы (*Ti, Zr, Hf, Nb, Ta* и др.), а в качестве окислителя – неметаллы (*B, C, Si*). С помощью локального инициирования были реализованы волновые (самораспространяющиеся) режимы, в которых химическое превращение сосредоточено в зоне, перемещающейся по смеси порошков. Характерной особенностью является то, что в ходе процесса практически отсутствует газовыделение, и образуются полностью конденсированные продукты, причем в конденсированной фазе могут развиваться очень высокие температуры (до 4000°C). Воз-

можность такого безгазового горения обусловлена большим тепловыделением при химическом взаимодействии реагентов и термической стабильностью продуктов.

В указанных процессах происходит безотходный химический синтез тугоплавких соединений (боридов, карбидов, силицидов и др.), которые составляют основу широкого класса современных неорганических материалов, способных работать в экстремальных условиях (жаро- и огнестойкие, сверхтвердые, износостойчивые, огнеупорные и др.). Полученные экспериментальные результаты послужили стимулом к разработке промышленных методов создания новых неорганических материалов с разнообразными эксплуатационными свойствами, эти методы получили общее название СВС-технологии.

В настоящее время разработаны СВС-технологии с привлечением широкого класса реакций СВС, в которых участвуют как химические элементы, так и более сложные соединения (оксиды, сплавы, интерметаллиды, природные вещества и др.).

Метод СВС впервые был применен для синтеза тугоплавких неорганических соединений. В последующие годы круг продуктов СВС настолько расширился, что их количество сейчас не поддается точному подсчету. Поэтому в современном, расширенном понимании СВС представляет собой процесс горения любой химической природы, приводящий к образованию ценных в практическом отношении твердых материалов. Среда, способная реагировать в режиме СВС, может быть самой разной: твердой, жидкой, газообразной, смешанной. Важно лишь, чтобы остывший продукт горения представлял собой твердое вещество с полезными эксплуатационными свойствами.

В зависимости от химической природы ведущей реакции горения и агрегатного состояния реагентов, все СВС-системы можно разделить на четыре основных класса: безгазовые, фильтрационные, газовыделяющие системы и системы с восстановительной стадией. Основные понятия теории СВС (закономерности и механизм горения) наиболее удобно изложить на примере горения самых простых СВС-систем, состоящих из одних химических элементов (безгазовые системы). Для безгазовых систем исходные компоненты, промежуточные и конечные продукты находятся в конденсированном состоянии (твердом или расплавленном).

Необычность безгазового горения состоит в отсутствии пламени, то есть газообразных продуктов сгорания. Практическим доказательством факта протекания реакций химического взаимодействия реагентов в волне горения в конденсированной фазе является почти полное отсутствие зависимости скорости горения от давления внешней атмосферы. Поэтому процесс синтеза можно проводить как в вакууме, так и в атмосфере любого инертного газа при разных давлениях.

Синтез в волне горения представляет собой не пожар, а управляемый процесс, строго подчиняющийся своим внутренним закономерностям. Изучение этих закономерностей и разработка методов управления

синтезом продукта составляет один из ключевых вопросов науки о СВС. Основными факторами, управляющими синтезом, являются: состав смеси порошков, соотношение и размер частиц реагентов, плотность смеси, размеры образца и др.

СВС, по своей сути, является одним из разновидностей процессов горения, а, следовательно, имеет тепловую природу. Поэтому в основе природы СВС, в том числе и для безгазовых систем, лежит реакция экзотермического взаимодействия двух или нескольких химических элементов, протекающих в режиме направленного горения. Следуя классической модели горения, после локального инициирования реакции процесс взаимодействия реагентов осуществляется в тонком слое и распространяется по всей системе, благодаря теплопередаче от горячих продуктов в зоне реакции к холодному исходному веществу. Касаясь стадии инициирования реакции, можно сказать, что существует множество способов, и выбор одного из них определяется лишь практическими удобствами, поскольку он не влияет на свойства конечного продукта. Часто горение инициируют спиралью из вольфрамовой проволоки, пропуская через нее электрический ток, либо с помощью дозированного потока лучистой энергии.

Экспериментально установлено, что СВС относится к трудноиницируемым процессам горения. Температура и энергия зажигания этих систем превосходят таковые для известных конденсированных взрывчатых веществ и порохов.

После инициирования и некоторого переходного периода устанавливается определенный режим распространения реакции. В большинстве случаев этот режим, близкий к стационарному, и характеризующийся постоянством линейной скорости перемещения фронта реакции во времени и по сечению образца. Интервал изменения скоростей горения для разных систем составляет от 2 до 2,5 порядка: от долей миллиметра в секунду для медленногорящих систем (смеси *Ta*, *Nb*, *Mo* с *B* и *C*) до нескольких сантиметров в секунду у быстрогорящих (смеси *Ti* и *Zr* с *B* и *C*).

В самом общем виде скорость процесса СВС и температура реакции зависят от целого ряда физико-химических параметров. В частности к ним относятся:

- термодинамические параметры (теплота образования конечных продуктов синтеза, теплоемкости продуктов реакции, начальная температура процесса, состав исходной смеси);
- физические параметры (теплопроводность исходной смеси, плотность образца, внешнее давление газа, форма и размер частиц порошков, полидисперсность порошков, дефектность структуры частиц компонентов, наличие внешних воздействий);
- технологические параметры (равномерность перемешивания компонентов смеси, степень активации порошков);
- химические параметры (степень увлажненности порошков, концентрация в них адсорбированных примесей и растворенных газов).

В реальных технологиях СВС, оперируя этими параметрами, можно достигнуть желаемого результата, то есть получить конечный продукт с прогнозируемыми свойствами за оптимальный период времени. Для иллюстрации приведем несколько примеров.

Все процессы СВС относятся к разряду гетерогенных, т.е. скорости реакции и тепловыделения пропорциональны удельной поверхности реагентов. Следовательно, чем меньше размер частиц компонентов смеси СВС, тем выше скорость процесса. На практике в любых системах СВС размер частиц реагентов не должен превышать 200 мкм. Однако довольно часто используют порошки с размером частиц менее 50 мкм.

Экспериментально установлено, что СВС реализуется в широком диапазоне соотношения компонентов. Так, для безгазовых систем СВС реализуется в диапазоне концентраций от 0,4 до 2,5. При этом скорость СВС процессов изменяется в диапазоне от 1,6 до 25,0. Оптимальное соотношение реагентов соответствует образованию соединений (конечных продуктов синтеза) с наибольшей теплотой образования, если процесс СВС приводит к синтезу одного продукта. Быстрее всего распространяется волна синтеза по стехиометрической смеси. В стехиометрических смесях, как правило, горение стационарное, т.е. скорость продвижения фронта СВС по образцу одинакова в любой момент времени. При некотором фиксированном для каждой системы соотношении компонентов наступает предел горения. Например, для смеси титана с углеродом он соответствует соотношению компонентов углерода к титану (C:Ti), равному 0,32.

В зависимости от теплоты реакции взаимодействия реагентов в безгазовой системе скорость горения по-разному реагирует на размеры образца. Для систем с высокой теплотой реакции (например, в системе титана с углеродом) скорость их горения слабо зависит от диаметра образца даже при очень малых значениях (менее 1 см), поскольку уровень тепловыделения в зоне реакции значительно превосходит уровень теплопотерь (быстрогорящие системы). Однако для многих СВС-систем (медленногорящих), в которых уровень тепловыделения недостаточно высок, теплопотери начинают сказываться при размерах образца порядка 1 см: приводят к снижению скорости горения, недогоранию и даже затуханию процесса.

Экстремальная зависимость скорости горения СВС-систем наблюдается и при изменении их плотности. Для безгазовых систем максимум скорости процесса находится в пределах от 50 до 70% от теоретической плотности.

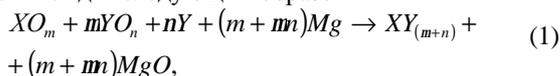
Увеличение скорости горения с ростом плотности объясняется улучшением контакта между компонентами и теплопередачей от горячего продукта к холодному. Падение скорости горения при высоких плотностях вероятнее всего связано с резким увеличением теплоотвода из зоны реакции в исходную реакционную смесь. Образцы с большой плотностью (порядка 90% от теоретической и выше) обычно не удается поджечь, либо горение в таких смесях затухает. Определение оптимальной плотности для распространения

СВС приводит к очень важному в практическом отношении выводу, а именно: при получении беспористых материалов стадия уплотнения (например, горячее прессование) должна следовать за волной СВС, так как преждевременное уплотнение среды может привести к гашению процесса синтеза.

В настоящее время имеются веские доказательства того, что влияние всех указанных параметров на скорость распространения фронта осуществляется преимущественно через изменение температуры горения. Варьируя соотношением компонентов, их дисперсностью, плотностью и размерами образцов, можно изменить температуру горения для выбранной системы на 500 – 700°C.

Таким образом, температура горения, так же как и скорость распространения фронта, в определенных пределах поддается регулированию. В процессах СВС наиболее часто используют приемы понижения температуры горения разбавлением исходных веществ продуктами сгорания (например, для системы титана и углерода соединением TiC) и повышения температуры горения с помощью предварительного подогрева шихты.

Изложенные здесь основные закономерности распространения фронта горения в самых простых безгазовых элементных СВС-системах в общих чертах проявляются и для более сложных многокомпонентных СВС-систем. Этот вывод, например, применим к системам с восстановительной стадией. Горение в таких системах имеет две принципиально различные химические стадии – восстановление элементов из оксидов и взаимодействие элементов между собой и с добавками. Различают магнетермические и алюминотермические процессы. Для алюминотермических СВС-процессов [1], представляющих наибольший практический интерес, химический процесс в общем виде выглядит следующим образом:

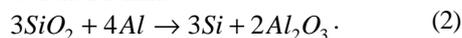


где X, Y – химические элементы, составляющие тугоплавкие соединения;

μ, ν, m, n – стехиометрические коэффициенты.

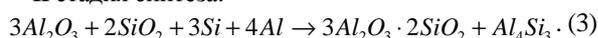
Примером являются реакции с образованием муллитовых соединений ($3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$):

I стадия восстановления:



Теплота этой реакции невелика. Поэтому для ее реализации необходим предварительный нагрев системы до температуры от 650 до 850°C.

II стадия синтеза:



Эта реакция экзотермическая, и температура в зоне реакции значительно превышает температуру плавления (температура плавления алюминия составляет 660°C). Максимальная температура горения, как следует из результатов термодинамического расчета системы диоксида кремния и алюминия (SiO_2 и Al), достигается при соотношении компонентов SiO_2 ;

Al=1,85 и равна 1730°C. Экспериментально измеренная температура горения для такой системы лежит в пределах от 1600 до 1700°C, что указывает на условия протекания реакции синтеза в волне горения, приближенные к адиабатическим (малы теплототери из зоны реакции).

Превышение температурой горения границы плавления алюминия означает, что в реакцию синтеза алюминий вступает в расплавленном состоянии. Для СВС-систем, в которых один из компонентов вступает в реакцию синтеза в виде расплава, экспериментально установлено, что расплав под действием капиллярных сил растекается по поверхности частиц компонента, находящегося в твердом состоянии. Это явление носит название капиллярного растекания. Учет капиллярного растекания приводит к пониманию того, что движущей силой СВС в таких системах является взаимодействие твердых частиц SiO_2 (температура плавления двуокиси кремния составляет 1713°C) с расплавом алюминия.

В реакциях синтеза муллитовых структур, как показал опыт, могут участвовать практически любые природные соединения, содержащие SiO_2 (глина, песок, силикат, перлит, вермикулит и др.). Результатом синтеза является образование разнообразных жаростойких, теплозащитных и огнеупорных материалов, обладающих комплексом ценных эксплуатационных характеристик (тугоплавкость, эрозионная и химическая стойкость, износоустойчивость и др.).

Рассматривая в целом СВС-процессы в любых пригодных для их протекания системах как очень эффективный способ создания новых неорганических материалов, в том числе и не встречающихся в природе, с набором уникальных свойств, можно прийти к выводу, что использование традиционных печных методов для этих целей становится не выгодно. Основные отличия температурного режима синтеза в волне горения от известных печных способов нагрева среды состоят в следующем.

Выводы. Во-первых, реализуются чрезвычайно высокие скорости нагрева, достигающие от 10^5 до 10^6 °C/с. Другими способами достичь таких скоростей нагрева массивных объектов невозможно. Так, для синтеза идентичных соединений традиционными печными методами требуются часы, а в волне горения синтез происходит за секунды.

Во-вторых, температура горения в волне СВС достигает высоких значений, до 4000°C. Получение таких температур в печах требует сложного оборудования и больших энергозатрат, вследствие чего зачастую оказывается экономически нецелесообразным. Высокие температуры горения, в свою очередь, обеспечивают большие скорости распространения фронта горения (до 0,5-15 см/с), что создает условия для высокой производительности процесса.

В-третьих, нагрев среды происходит одинаково по массе (в отличие от внешнего прогрева) за счет теплоты химической реакции.

В дополнение к изложенному следует отметить

экологическую чистоту конечного продукта СВС, которая обуславливается (ограничивается) чистотой исходных реагентов.

Выполненные за последние десятилетия исследования и технологические разработки в области СВС заложили основы современной и перспективной научно-технической области, которая обладает собст-

венной структурой, направлениями исследований и применений.

Целенаправленный поиск новых СВС-систем, изучение механизма и закономерностей их горения и условий синтеза составляют перспективу развития метода СВС и разработки новых эффективных технологических процессов [2-8].

Список литературы:

- 1 Патент №19991 РК. Самоспекающаяся масса для изготовления огнеупорных кирпичей /Сатбаев Б.Н., Будон Г.Д., Бейсембаев Э.Б., Ключев Г.Ф.; опубл. 1998.
- 2 Патент №19990 РК. Самоспекающаяся масса для изготовления огнеупорных кирпичей//Сатбаев Б.Н.; опубл. 1998.
- 3 Патент №21260 РК. Самоспекающаяся масса для изготовления огнеупорных кирпичей//Сатбаев Б.Н., Гузеев И.М., Рудман Б.М., Будон Г.Д., Касенов М.З.; опубл. 1998.
- 4 Патент №21254 РК. Самоспекающаяся масса для изготовления огнеупорных кирпичей//Сатбаев Б.Н., Будон Г.Д.; опубл. 1998.
- 5 Патент №21562 РК. Самоспекающаяся масса для изготовления огнеупорных кирпичей//Сатбаев Б.Н., Бейсембаев Э.Б., Будон В.Г.; опубл. 1998.
- 6 Патент №21599 РК. Самоспекающаяся масса для изготовления огнеупорных кирпичей//Сатбаев Б.Н., Шералиева Д.Э.; опубл. 1998.
- 7 Инновационный патент №22399 РК. Состав для изготовления огнеупорного бетона / Нухулы А., Сатбаев Б.Н., Сви́дёрский А.К.; опубл. 25.06.09. Бюл. №4. – 3 с.
- 8 Инновационный патент №22400 РК. Самоспекающаяся огнеупорная торкрет-масса / Нухулы А., Сатбаев Б.Н., Сви́дёрский А.К.; опубл. 25.06.09. Бюл. №4. – 3 с.

УДК 669.213.6

© Федянин С.Н., Беловол Н.Т., Шаёмов Ж.И. 2011 г.

РЕЗУЛЬТАТЫ СТАТИСТИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКПАТАС

Федянин С.Н., зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук; Беловол Н.Т., главный геолог Северного рудоуправления НГМК; Шаёмов Ж.И., главный геофизик Северного рудоуправления НГМК

На месторождении Кокпатас актуальной задачей является выделение из объема добытых запасов сортовой руды, благоприятной для рентабельной переработки по схеме предварительного вскрытия упорных руд по технологии БИОКС и последующего извлечения золота по технологии сорбционного цианирования. На этом месторождении золото, главным образом, ассоциировано с сульфидно-мышьяковистыми минералами железа. Статистическими исследованиями выборки из 1435 проб, отобранных из скважин эксплуатационной разведки месторождения Кокпатас и проанализированных на железо, мышьяк, серу и золото, установлено следующее:

1. Содержание золота (Au) и его дисперсия возрастают по мере увеличения содержания мышьяка (As) и серы (S) и при уменьшении содержания железа, однако и в пробах с относительно низким содержанием мышьяка (менее 0,5%) и серы (менее 2,5%) и при высоком содержании железа (более 6%) наблюдаются рудные аккумуляции золота (более 2 г/т) (рис. 1, а, б, в).

2. Статистическая выборка по железу распадается на две с пороговым содержанием железа на уровне

6%. При этом пробам с содержанием железа менее 6% свойственны относительно низкие содержания серы (менее 2,5%), но повышенные содержания мышьяка (более 0,5%) (рис. 1, г, д).

3. Содержание мышьяка и его дисперсия возрастают по мере уменьшения содержания железа и увеличения содержания серы, при этом и в пробах с относительно высоким содержанием железа (более 6%) и низким содержанием серы (менее 2,5%) наблюдаются повышенные содержания мышьяка (более 0,5%) (рис. 1, д, е).

Таким образом, в исследованной выборке основными элементами, имеющими парагенетическую связь с золотом, являются мышьяк и сера. Выборка бимодальная по железу, что указывает на наличие двух минералогических ассоциаций, специализированных на золото. Это сульфидные минералы железа (пирит, марказит) и сульфидно-мышьяковистые минералы железа (арсенопирит), которые принципиально отличаются по валовому содержанию, в первую очередь, железа в породной матрице и на месторождении Кокпатас они перемежаются. Поскольку мышьяк имеет прямую корреляционную связь с золотом и

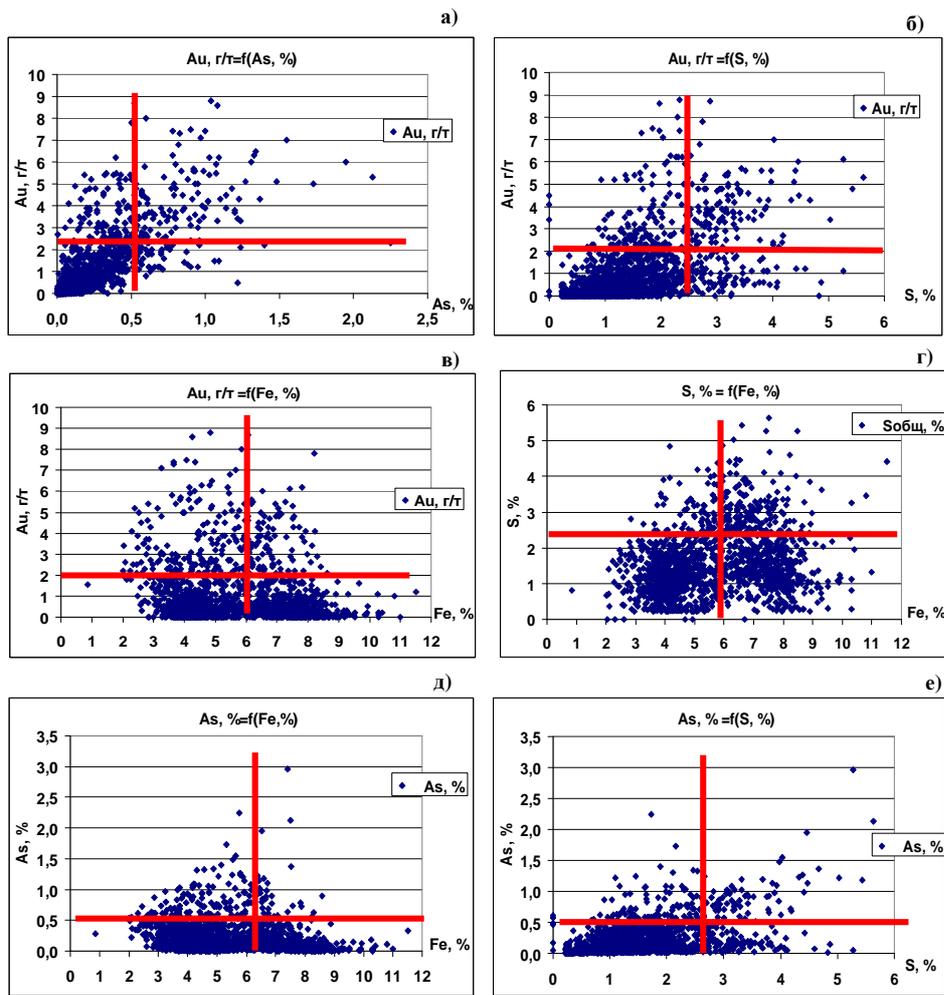


Рис. 1. Точечные гистограммы связи золота с мышьяком (1а), серой (1б) и железом (1в); серы с железом (1г); мышьяка с железом (1д) и мышьяка с серой (1е)

его содержание можно определять методом рентгено-радиометрического (РРМ) опробования, то данный метод используется на рудо-сепарационном комплексе (РСК) рудника «Восточный» месторождения Кокпатас для сортировки руд по классам содержания золота. При этом параметр $\eta = I_{As}/I_{Rs}$ – спектральное отношение характеристического излучения мышьяка (I_{As}) к рассеянному излучению источника (I_{Rs}) используется для учета изменчивости расстояния от источника до облучаемой поверхности и её площади, а параметр $\eta = I_{As}/I_{Fe}$ – спектральное отношение характеристического излучения мышьяка к железу (I_{Fe}) – для разделения руд по классам содержания золота.

Расчетами, представленными для исследованной выборки в табл. 1 и иллюстрируемыми рис. 2, установлено, что данный параметр можно использовать для сортировки как руд с содержанием железа более 6% ($7,5 \pm 1,5\%$), серы - более 2,5%, мышьяка - менее 0,5% (условно сульфидные руды), так и для сульфидно-мышьяковистых руд. Однако при этом неизбежны потери и разубоживание, если для выделения сортовой руды применять одно общее для обоих геохимических типов руд пороговое значение параметра $\eta = I_{As}/I_{Fe}$.

Как следует из табл. 1, пробы с содержанием железа менее 4,5% и более 6,9% составляют соответственно 787 и 648 штук или 54,8 и 45,2% выборки. Условные запасы золота в них соотносятся в пропорции 63,26 и 36,74%. При этом доля условных запасов руды с содержанием золота более 2,5 g/t составляет соответственно 27,72 и 11,12% (всего 38,84%) от суммарных запасов в выборке.

В настоящее время на РСК рудника «Восточный» для выделения концентрата, направляемого на переработку по технологии БИОКС, принято пороговое содержание золота, равное 2,5 g/t. Если для выделения концентрата по критерию $\eta = I_{As}/I_{Fe}$ задаться его пороговым значением, равным **0,13** для руд со средним содержанием железа в породной матрице равным $4,5 \pm 1,5\%$ (условно сульфидно-мышьяковистые руды, рис. 2), то практически полностью будут потеряны руды с содержанием золота выше 2,5 g/t, у которых содержание железа в породной матрице равно $7,5 \pm 1,5\%$

(условно сульфидные руды).

Однако если задаться пороговым значением $\eta = 0,07$ по функциональной связи, установленной для руд второго типа (рис. 2), то произойдет разубоживание концентрата сульфидно-мышьяковистыми рудами с содержанием золота свыше 1,3 g/t.

Следовательно, на месторождении Кокпатас некорректно использовать параметр $\eta = I_{As}/I_{Fe}$ для сортировки и сепарации без учета установленной геохимической особенности руд по изменчивости содержания железа. Уместно отметить, что рассеянное излучение источника (I_{Rs}), которое на РСК используется в качестве стандарт-фона, закономерно возрастает с увеличением содержания золота в руде, рис. 3.

С учетом приведенной информации приходим к следующим выводам.

1. Поскольку параметры I_{Rs} и I_{Fe} находятся во взаимнообратной корреляционной связи по отношению к золоту, то для усиления эффекта разделения руд на два геохимических типа по содержанию железа и золота следует использовать показатель I_{Fe}/I_{Rs} .

2. Для каждого выделенного по I_{Fe}/I_{Rs} геохимического типа руд следует выбирать свою функциональ-

ную связь параметра I_{As}/I_{Fe} с содержанием золота $Au=f(I_{As}/I_{Fe})$ и по ней разделять руду на технологические сорта по классам содержания золота и упорности к извлечению золота по технологии прямого сорбционного цианирования. Очевидно, что хвосты РРМ сепарации хотя и будут иметь пониженные содержания золота в сравнении с получаемым концентратом, но за счет относительно низких содержаний мышьяка и серы они будут менее упорными и более технологичными для извлечения из них золота цианированием, минуя стадию БИОКС.

Так, например, при проведении опытных работ по из-

Таблица 1

As, %	Fe, %	$\eta=I_{As}/I_{Fe}$	n, штук	Au, g/t	Запасы (4)*(5)	Доля запасов, %	Примечание
1	2	3	4	5	6	7	8
0.02	4.49	0.00	136	0.08	10.88	0.66	Ожидаемые потери товарной руды по $\eta=0,13$ (11,12/38,84)= =28,63%
0.07	4.29	0.02	95	0.37	35.15	2.14	
0.15	4.48	0.03	129	0.60	77.40	4.70	
0.25	4.26	0.06	139	1.06	147.34	8.95	
0.40	4.19	0.10	158	1.99	314.42	19.10	
0.80	4.40	0.19	130	3.51	456.30	27.72	
Итого с Fe<4.5%			787	1,32	1041.49	63.26	Ожидаемое разубоживание руды по $\eta=0,07$ Au = (314,42+456,3+ +183,09):(158+ 130+51) = 2,8 g/t (вместо 3,53) 2,8/3,53= 0,79
Выход сульфидно-мышьяковистых руд - 54,8%							
0.02	7.85	0.00	200	0.14	28.00	1.70	
0.07	7.44	0.01	170	0.48	81.60	4.96	
0.15	7.39	0.02	129	0.97	125.13	7.60	
0.24	6.97	0.04	44	1.40	61.60	3.74	
0.39	6.95	0.06	54	2.32	125.28	7.61	
0.90	6.77	0.13	51	3.59	183.09	11.12	
Итого с Fe>6.9%			648	0,93	604.70	36.74	
Выход сульфидных руд - 45,2%							
Всего			1435	1,15	1646,19		
Концентрат			181	3,53	639,39	38,84	
Хвосты сепарации			1254	0,80	1006,8	61,16	

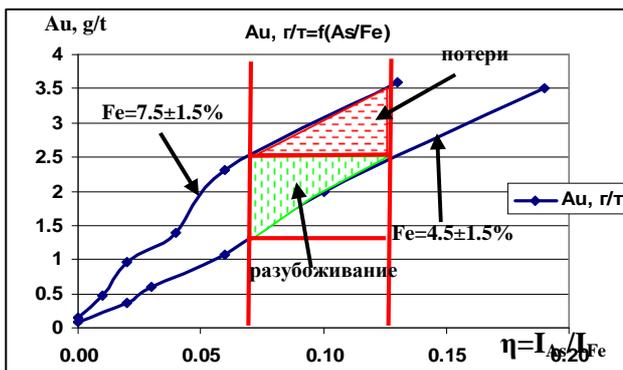


Рис. 2. Графики функциональной связи содержания золота с параметром $\eta=I_{As}/I_{Fe}$, потерь и разубоживания, образующихся при применении одного порогового значения η для двух типов руд месторождения Кокпатас, различающихся по содержанию железа

влечению золота по технологии сорбционного цианирования, применяемой на ГМЗ-2, из хвостов РРМ обогащения руд месторождения Кокпатас с содержанием золота 0,77 g/t получены хвосты с содержанием золота на уровне 0,4 g/t (Лунин С.В., Федянин А.С., Янцен В.А и др.).

3. Изменение с учетом предлагаемых рекомендаций алгоритмов программ порционной сортировки и покусковой сепарации, осуществляемых на рудо-сепарационном комплексе (РСК) рудника «Восточный», позволит существенно снизить потери золота в «хвостах» рудоподготовки и разубоживание «концентрата».

4. На основании предлагаемых рекомендаций может возникнуть предположение о необходимости раздельного складирования и переработки сульфидных и сульфидно-мышьяковистых руд. Однако, поскольку эти геохимические типы в объеме рудных тел переме-

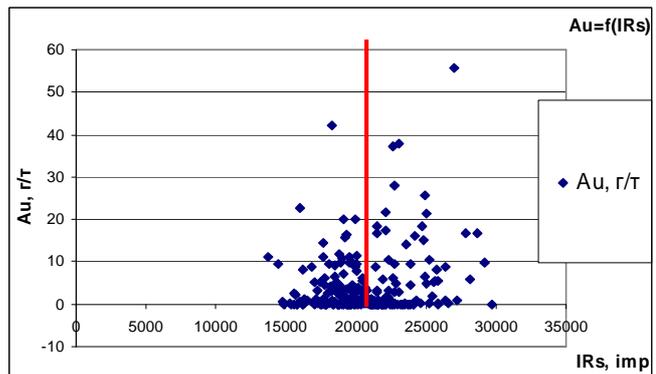


Рис. 3. Гистограмма изменчивости $Au=f(I_{Rs})$ по технологическим коллекциям кусков, отобраным на участке Южный месторождения Кокпатас

жаются, то требование к их разделению может существенным образом усложнить технологическую схему транспортирования и управления качеством руд в процессе РРМ сортировки и сепарации. Поэтому проще согласиться с некоторым разубоживанием концентрата (в конкретном случае до 2,8 g/t), увеличением его выхода (на 11%) и приростом доли активных (извлекаемых) запасов (на 19,1%), если выделяемый в этом случае на РСК смешанный сульфидно-мышьяковистый концентрат будут удовлетворять регламенту технологии БИОКС. При этом и хвосты сепарации с содержанием золота на уровне 0,8 g/t (выход 61,16%, табл. 1) перейдут в категорию активных запасов, т.к. содержания серы в них пониженное. Они станут продуктом технологичным для переработки способом сорбционного цианирования, например, по технологии ГМЗ-2 без разложения путем термического (обжига) или по технологии БИОКС, применяемых для вскрытия сульфидно-мышьяковистых минералов железа.

ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЗАРМИТАНСКОЙ ЗОЛОТОРУДНОЙ ЗОНЫ

Хамроев И.О., директор НПЦ «Геология драгоценных металлов и урана» НГМК

В Республике Узбекистан последовательно осуществляются меры по освоению золоторудных месторождений с внедрением новых экологически чистых технологий по переработке золотосодержащих руд и наращиваются минерально-сырьевые базы горнорудных предприятий [1-4]. Одной из осуществляемых мер по освоению золоторудных месторождений с внедрением новых экологически чистых технологий по переработке золотосодержащих руд со стороны Государственного предприятия «Навоийский ГМК» является реализация инвестиционного проекта «Строительство горнорудного комплекса на базе месторождений Зармитанской золоторудной зоны». Целью реализации данного проекта является вовлечение в процесс промышленной эксплуатации перспективных, уникальных по объемам запасов и прогнозных ресурсов с повышенным содержанием золота и высокой технологичностью руд месторождений Зармитанской золоторудной зоны (Чармитанского рудного поля).

В последнее время месторождения Чармитанского рудного поля из-за кварцево-жильных тел и маломощных минерализованных зон, контролируемых сериями сопряженных сколовых трещин глубокого заложения с учетом межжильного пространства, образующих как бы крупную условную рудоносную структуру субширотного направления протяженностью свыше 5 км, называют «месторождениями Зармитанской золоторудной зоны».

Чармитанское рудное поле приурочено к юго-восточному эндо-эзоконтакту Кошрабадского гранитоидного массива, принадлежащего Зеравшано-Туркестанской структурно-формационной зоне Алай-Кокшальской складчатой системы. Металлогеническая специализация района – золото-редкометальная. С позиций фиксизма рудное поле расположено в южном крыле Северо-Нуратинского антиклинория, граница которого проходит по Северо-Нуратинскому глубинному разлому, разделяющему Южный и Срединный Тянь-Шань.

Рудовмещающими породами на рудном поле являются вулканогенно-терригенные образования джазбулакской свиты раннего силура и гранитоидные (граносиениты) породы Кошрабадского плутона (С₃-Р₁ по И.Х. Хамрабаеву). Джазбулакская свита сложена глинистыми сланцами, алевролитами, песчаниками с линзами известняков, туфо-песчаников и межспластовыми силлообразными

телами диабазовых порфиритов и габбро-диабазов.

Отложение свиты смяты в изоклиналильные складки запад-северо-западного простирания и претерпели региональный (серицит-хлоритовая ступень зелено-сланцевой фации) метоморфизм и термальное воздействие внедрившегося Кошрабадского интрузива. Наиболее распространенными разновидностями пород в экзоконтактных ореолах являются пятнистые узловатые андалузитовые сланцы. Ближе к контакту отмечаются роговики различного, в основном биотит-полевошпательного состава, мраморизация и серитизация. Интрузивные образования на площади рудного поля представлены биотит-амфиболовыми граносиенитами, иногда трахитоидными амфиболовыми разностями.

Рудное поле в структурном отношении располагается в узле пересечения скрытого конседиментационного Зирабулак-Кошрабадского (анти Тяньшаньского) разлома фундамента северо-восточного простирания с субширотной (Тяньшаньской) Караулхана-Чармитанской зоной смятия и представляет прямоугольник со сторонами 2,5x8 км, ориентированный в широтном направлении и объединяет 3 крупных месторождения: Чармитанское (на востоке), Промежуточное (в центре) и Гужумсай (на западе), связанных по цепочке друг с другом. Месторождения рудного поля характеризуются общими чертами геологического строения, ТМЦ, морфологии, структуры и вещественного состава руд.

В формировании структуры месторождений решающая роль принадлежит разрывной тектонике. Караулхана-Чармитанская зона разломов является основной рудоконтролирующей структурой субширотного простирания, которая осложняет южный контакт Кошрабадского интрузива (Иванкин Л.Ф., Назарова Н.И., 1988). Это наиболее древняя (доинтрузивная) система глубокого заложения, по которой в разные периоды происходили значительные и, возможно, разнонаправленные перемещения блоков пород и проникновения рудообразующих растворов.

В пределах Чармитанского рудного поля основными геологическими факторами, определяющими локализацию золотого оруденения, являются тектонический, магматический и литологический (Хамроев И.О., 2007).

К тектоническим факторам, влияющим на размещение оруденения, относятся:

- зона Караулхана-Чармитанского субширотного долгоживущего разлома, выраженная серией субпараллельных разломов, сопровождающаяся интенсивным расщеплением, углификацией, брекчированием и милонитизацией вмещающих пород и являющаяся главным магмовыводящим и рудоконтролирующим каналом в рудном поле;

- сколовые трещины запад-северо-западного (Чармитан, Промежуточный), северо-восточного (Гужумсай, Промежуточный) простирания с крутым северным падением, являющийся основными рудовмещающими структурами на месторождении.

Магматический фактор определяет золоторудную, геохимическую специализацию Кашрабадского интрузивного комплекса, подтвержденную наличием среди аксессуарных минералов самородного золота.

Литологический фактор выражается в том, что сложнодислоцированные вулканогенно-терригенные отложения джазбулакской свиты в зоне экзоконтакта Кошрабадского интрузива, подверженные термальному метаморфизму и приобретенные в результате его физико-механическим свойствам пород (хрупкость и высокая проницаемость), благоприятны для дробления и формирования сколовых трещин и локализации в них жильных и кварцево-жильного золотого оруденения.

Несомненно, самым крупным из месторождений Чармитанского рудного поля по запасам является месторождение Чармитан. Разведка месторождения выполнена комбинированной горно-буровой системой по сети 40x40 м, 80x80 м. Детальной разведкой на месторождении установлено 53 промышленных рудных тела с крутым северным падением, размеры которых в плане колеблется от первых десятков метров до 1200 м, мощность от нескольких десятых долей до 6-8 м. Отдельные рудные тела прослежены скважинами до глубины 700-1100 м.

По морфологии рудные тела относятся к жильному типу, нередко переходящему в тип маломощных зон и характеризуются высокой контрастностью оруденения.

Коэффициент непрерывности оруденения в промышленных контурах рудных тел составляет 0,93-0,99, а коэффициент засорения рудной массы некондиционными прослоями мощностью менее 3 м колеблется от 0,08 до 0,21.

Природные типы руд представлены жильным кварцем, гидротермально измененными граносиенитами и роговиками, в редком случае – сульфидами множества минеральных форм. Минеральные типы руд представлены убого (до 1-2%), мало (3-7%) и умеренно сульфидными (10-15% и более) разновидностями.

Сульфидность руд на месторождении нарастает с запада на восток и в значительно меньшей мере,

сверху-вниз.

Выделены золотосодержащие и золото-серебряные типы руд. К первым отнесены легко перерабатываемые руды, из которых прямым цианированием извлекаются в среднем 92-95% золота и 60-80% серебра. Второй технологический тип характеризуется тем, что из него прямым цианированием извлекается 70-80% золота и 50-60% серебра.

Рудные тела располагаются параллельно, кулисообразно и представлены кварцевыми жилами и жильными зонами, которые соединяются друг с другом, ветвятся, имея крутые падения (70-80°) на север и северо-восток. Рудные тела, приуроченные к контакту интрузива, имеют большие мощности, чем внутри интрузива. Граница рудных тел определяется по данным опробования. Руды малосульфидные (1-3%).

Геолого-промышленный тип оруденения – золото-кварцевый убогосульфидный – (до 3%) со свободным золотом. Установленный вертикальный размах золотого оруденения – 1200 м от дневной поверхности.

Технологические свойства руд – систематически изучены ИРГИРЕДМЕТ, Ингичкинской ОМТЭ и ОМГТП НГМК. Выделены два – золотосодержащие и золото-серебряные технологические типы руд. К первым отнесены легко перерабатываемые руды, из которых прямым цианированием извлекается в среднем 92-93% золота и 60-80% серебра. При втором технологическом типе прямым цианированием извлекается 70-80% золота и 50-60% серебра.

Ведутся опытно-технологические работы по обогащению руд экологически чистым и более экономичным методом интенсивной гравитации без использования цианидов.

Исходя из горно-технических параметров и условий размещения промышленных рудных тел, проектными решениями приняты комбинированные способы разработки месторождения. Близ, поверхностные мощные рудные тела, запасы которых не превышают 5-8% до горизонта +720 м, обрабатываются карьерным способом с наклонными и горизонтальными схемами вскрытия. Отбойка руды производится системами с маганизированием руды и подэтажным обрушением.

Все разведанные запасы до глубины 600 м по кат. С₁+С₂, согласно установленного порядка, переданы на баланс НГМК (руда 31,69 млн. т). Из всех имеющихся запасов около 95% рассчитаны на подземный способ отработки. За 30 лет эксплуатации месторождения Чармитан добыто порядка 4 млн. т руды.

Месторождение Гужумсай имеет форму параллелограмма СВ направления, длинная ось около 1800 м, а боковые грани около 800 м СВВ направления. Площадь всего месторождения 5,6 км². Раз-

веданные рудные тела в количестве 27 сосредоточены на площади 1,3 км².

Рудные тела располагаются параллельно, кулисообразно и имеют северо-восточное простирание, представлены кварцевыми жилами и жильными зонами, которые соединяются друг с другом, ветвятся, имея крутые падения (70-80°) на север и северо-запад.

Рудные тела, приуроченные к контакту интрузива, имеют большие мощности, чем внутри интрузива.

Граница рудных тел определяется по данным опробования. Руды малосульфидные (1-3%). Количество свободного золота более 95%. Месторождение изучено до глубины 350-400 м от поверхности комбинированным горно-буровым способом по сети 40x40 м, 80x80 м. Глубина развития промышленных руд установлена единичными колонковыми скважинами 1100 м, где параметры рудных тел удовлетворяют требованиям подземной отработки.

Геолого-промышленный тип оруденения – золото-кварцевый убогосульфидный – со свободным золотом. Установленный вертикальный размах золотого оруденения – 1100 м. Технологические свойства золотосодержащих руд месторождения Гужумсай – изучена ИРГИРЕДМЕТом, Ингичкинской ОМТЭ и ОМГТП НГМК. Руды легко перерабатываются прямым цианированием, извлекается в среднем 92-93% золота и 60-80% серебра. Рудные тела Гужумсайского месторождения не выходят на дневную поверхность и находятся под наносами мощностью до 140 м.

Исходя из горно-технических условий отработки месторождения, принят подземный способ с наклонными и горизонтальными схемами вскрытия.

Месторождение Промежуточное изучено до глубины 200-250 м от дневной поверхности комбинированным горно-буровым способом по сети 80x80 м. Глубина развития промышленных руд аналогична месторождениям Гужумсай и Чармитан, где параметры промышленных рудных тел выдержаны до глубины 1200 м.

Рудные тела располагаются параллельно, кулисообразно по северо-восточному простиранию, представлены кварцевыми жилами и жильными зонами, которые соединяются друг с другом, ветвятся, имея крутые падения (70-80%) на север и

северо-запад и оконтуриваются по данным опробования. Руды малосульфидные (1-3%), со свободным золотом, технологически легко перерабатываются. Результатами прямого цианирования достигнуто извлечение золота до 93%, серебра до 80%. Ведутся опытно-технологические исследования по обогащению руд экологически чистым и более экономичным методом интенсивной гравитации.

Горнотехнические параметры и условия локализации промышленных рудных тел позволяют эксплуатировать месторождения комбинированным способом разработки. Близповерхностные мощные рудные тела, запасы которых не превышают 10-12% до горизонта +780 м, отрабатываются карьерным способом, а нижележащие запасы – подземными способами с наклонными и горизонтальными схемами вскрытия.

В заключение надо отметить, что в последнее время взгляды на геологическое строение и перспективы объектов Зармитанской золоторудной зоны претерпели существенные изменения. По результатам разведочного бурения было установлено, что в пределах месторождений Чармитанского рудного поля промышленное оруденение развито до глубин 1100-1200 м от поверхности. Область распространения промышленных рудных тел охватывает гораздо большую площадь, чем ожидалось: новые рудные тела выявлены не только в контуре разведки, но и появляются они и на западном, и на северном флангах месторождений.

Перспективными в отношении промышленного оруденения становятся и примыкающие к ней территории. Также имеются предпосылки увеличения масштабов месторождений за счет разведки глубоких горизонтов и оценки вновь выявленных рудных тел на западном и северном флангах. С увеличением глубины разведки есть вероятность появления новых «слепых» рудных тел, о чем свидетельствует наличие на глубине скважинных подсечений с богатым золотым оруденением, пока что не увязывающихся с позиций уже известных рудных тел.

В настоящее время завершается строительство горнорудного комплекса на базе месторождений Зармитанской золоторудной зоны. Дальнейшее укрепление минерально-сырьевой базы нового предприятия является для Навоийского ГМК одной из актуальных задач.

Список литературы:

1. Иванкин Л.Ф., Назарова Н.И. Методика изучения рудоносных структур в терригенных толщах – М.: Недра, 1988.
2. Фомин Д.П., Глотов А.М., Тилляев Х.С. О формировании рудных структур Чармитанского месторождения золота // Узбекский геологический журнал. 1972. № 1. С. 87-92.
3. Некоторые геолого-минералогические особенности золоторудного месторождения Чармитан в Западном Узбекистане / И.Х. Хамрабаев, Г.М. Чеботарев, М.М. Мансуров и др. // Узбекский геологический журнал. 1971. № 3. С. 3-7.
4. Хамроев И.О. Многофакторная модель золоторудных месторождений Чармитанского рудного поля / Руды и металлы. № 5/2007. С. 68-77.

ОЦЕНКА ДЕЙСТВУЮЩЕЙ ГЕОДЕЗИЧЕСКО-МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЕТИ КАРЬЕРА КАЛЬМАКЫР И РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ЕЕ РАЗВИТИЮ

Рахимов В.Р., профессор ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; Мингбаев Д.И., старший преподаватель ТашГТУ

Анализ существующей сети плано-высотного обоснования карьера Кальмакыр. Ни один объект горного производства нельзя эксплуатировать без создания геодезической сети. Используя координаты и высоты её пунктов, определяют объёмы горных работ, горизонтальные и вертикальные смещения и ещё целый ряд задач. Первоначально созданная геодезическая сеть на объекте за период ее существования претерпела существенные изменения и, на наш взгляд, не отвечает современным требованиям. Геодезическую сеть только в том случае можно считать удовлетворяющей современным требованиям, когда она позволяет решать все вопросы инженерно-геодезических и маркшейдерских работ практически без учета ошибок исходных данных или при сведении их влияния к минимуму.

Существующая геодезическая сеть создана в виде многоступенчатых построений, но в настоящее время при бурном развитии электронно-оптических и спутниковых систем (электронные тахеометры высокой точности, системы GPS и ГЛОНАСС) и использовании геодезических знаков особой конструкции, у которых центры их выносятся наверх столика, и используется метод принудительного центрирования приборов и визирных целей, сети могут и должны создаваться в виде одноступенчатых построений. При этом необходимо по возможности избавляться от пунктов старых конструкций, на которых в процессе работы производится определение элементов приведений. Они создают большие неудобства в работе, т.к. на объекте они используются постоянно. Перенесение на строительную площадку систем построения сетей по стандартным схемам классических геодезических построений нежелательно, а в ряде случаев и невозможно. Здесь действуют другие нормы и правила и, прежде всего, повышенные требования к точности при меньших, чем в классических геодезических построениях, длин сторон. Сеть не обеспечивает определение величин неотектонических подвижек горных блоков и деформаций бортов карьера с высокой точностью. В сети не предусмотрена возможность самоконтроля положения пунктов путем измерения расстояний между ними в режиме мониторинга и в случае обнаружения их смещений перенаблюдения части сети.

При создании сети не использованы линейно-угловой метод или метод трилатерации, как наиболее отвечающие современным требованиям по точности.

С учетом вышеизложенного, нами предлагается опорная геодезическая сеть, которая, естественно, не идеальна, но позволяет решать все вопросы инженерно-геодезических и маркшейдерских работ на объекте

с учетом современных требований.

Сеть предлагается строить с учетом требований определения дополнительных пунктов для производства работ на данном участке в процессе работ и в нужное время. Необходимость закрепления многочисленных пунктов низкой точности по карьере в целом заранее нежелательна, ибо они часто выходят из строя по технологии производства горных работ и приводят к закреплению все новых и новых пунктов. Ниже приводятся необходимые сведения о построении предлагаемой сети и возможность использования ее в условиях карьера Кальмакыр. В процессе использования, с учетом конкретных условий, она может совершенствоваться, не меняя при этом заложенные в ней принципиальные положения.

Предлагаемое плано-высотное обоснование. Создаваемая сеть должна отвечать самым высоким требованиям по обеспечению точности определяемых пунктов. Она должна одновременно служить не только обеспечению текущих работ в карьере, но и для определения деформаций бортов карьера и близлежащих территорий на расстояниях по радиусу до 1,5-2,0 km от карьера на начальном этапе. В случае обнаружения значительных деформаций по мере отработки карьера эти расстояния могут быть увеличены. Современные приборы - высокоточные электронные тахеометры и системы GPS - практически позволяют решать эти задачи.

Сети можно создавать в виде угловых, линейно-угловых и линейных (трилатерации) построений. Сеть трилатерации по сравнению с триангуляционной имеет ряд преимуществ:

- более высокая точность определения координат пунктов сети;
- меньшие затраты на выполнение работы.

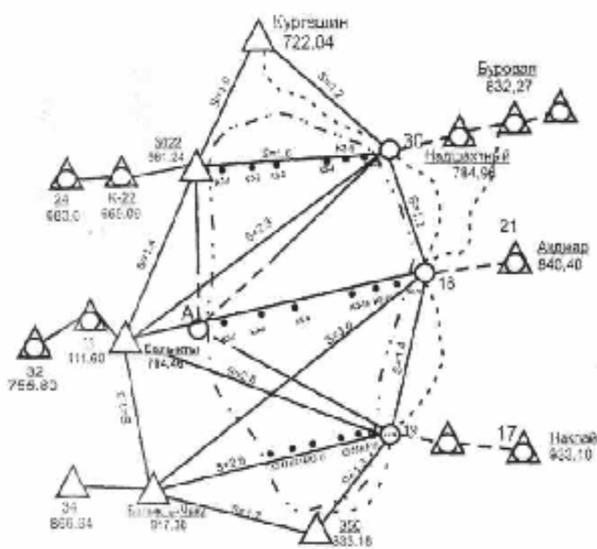
В то время как угловые измерения ограничены периодом благоприятной видимости, светодальномерные измерения можно практически выполнять в течение всего дня.

Наиболее целесообразной считается сеть из четырехугольников с диагоналями. Предлагаемая сеть состоит из 2^x четырехугольников. Расчет такой сети может быть выполнен, как и в триангуляции, с использованием матрицы весовых коэффициентов или по следующим эмпирическим формулам, предложенным Г.С. Бронштейном и А.С. Сафоновым:

$$m_t = m_D(0.980 - 0.381l) \sqrt{n} \text{ ,}$$

$$m_u = m_D(0.191 + 0.782/n + 0.806ln \sqrt{n} \text{ ,)}$$

$$m = \sqrt{m_t^2 + m_u^2} \text{ ,}$$



Условные обозначения

- △ - Пункты опорной сети с известными координатами (x, y, z)
- - Определяемые пункты опорной сети
- △ - Дополнительные пункты, которые используются для определения деформаций близлежащих территорий
- А - Дополнительные пункты, определяемые в процессе эксплуатации карьера (как пример)
- - Контрольные знаки (КЗ) для определения потенциально возможных деформаций бортов в процессе эксплуатации карьера
- - - - - Ходы нивелирования III класса
- - - - - Контур карьера

Рис. 1. Схема плано-высотной опорной сети

где m_l и m_c - продольный и поперечный сдвиги конечного пункта свободного ряда из четырехугольников;
 $l=b/a$ - продвиг ряда;
 b - продольная сторона;
 a - поперечная сторона.

Что касается линейно-угловой сети (с измерением всех сторон и углов), то такая сеть связана с большим объемом полевых работ, поэтому такие сети на практике встречаются редко. Обычно применяют сети, в которых измерены все углы и часть сторон, причем эти стороны не всегда совпадают со сторонами угловой сети. Например, в нашем случае могут быть измерены стороны 19 - 3022 или 34 - 30. Это позволяет масштабировать сеть, уменьшить её продольный сдвиг.

При проектировании линейно-угловой сети следует иметь в виду следующее:

- 1) линейно-угловая сеть по сравнению с другими геодезическими построениями является наиболее жесткой. При этом конфигурация сети может быть неидеальной, в то время как жесткость триангуляции во многом зависит от геометрической конфигурации сети;
- 2) линейно-угловая сеть примерно в 1,5 раза точнее триангуляции и трилатерации, если измерения в

сети примерно равнозначны;

3) совместное уравнивание линейно-угловых сетей также приводит к повышению точности элементов сети, если соотношение ошибок линейных и угловых измерений лежит по исследованиям П.А. Карева в пределах:

$$1/3 < m_B / \rho : m_D / D < 3.$$

Если это условие не соблюдается, целесообразно выполнять только более точные угловые или линейные измерения.

Небольшой экскурс построения сетей показывает, что при наличии высокоточных светодальномеров и при развитии небольших локальных сетей целесообразнее применять метод трилатерации.

Трилатерация. Предлагаемая сеть трилатерации состоит из 2^x геодезических четырехугольников с диагоналями и 2^x треугольников со сторонами от 1 km до 3^x km. Средняя длина линий - 1,9 km. В сети участвуют пять пунктов старой сети и три определяемых пункта на восточном борту карьера. Вновь определяемые пункты должны быть с центрами, вынесенными наверх столиков, т.е. исключаящими элементы приведений (редукции и центрировки). В последующем, на втором этапе, все старые пункты должны быть заменены на новые знаки. В каждом конкретном случае глубина закладки, тип знака рассматривается отдельно. Для масштабирования сети используется одна из сохранившихся сторон старой триангуляции. В качестве ориентирных пунктов также могут использоваться пункты старой триангуляции (если они не изменили своего положения) или пункты государственной триангуляции не менее 2^x .

Сеть редуцируется на среднюю отметку карьера. Уравнивается в местной системе координат, принятой для карьера. Схема плано-высотной опорной сети приведена на рис. 1.

После того как сеть сдана в эксплуатацию, в последующем, в течение длительного времени (пока ведутся разработки) ежеквартально измеряются три линии:

- 1) 19 - Балакты-Чеку;
- 2) 18 - Балакты;
- 3) 30 - 3022.

Это делается для того, чтобы постоянно быть в курсе о состоянии сети и, во-вторых, для контроля схождения или расхождения бортов по верхнему ряду. Эти наблюдения будут продолжены в обе стороны от карьера до 1,5-2,0 km с измерением линий также с цикличностью 1 раз в квартал.

Измеряемые линии, как горизонтальные проложения, так и наклонные, фиксируются в журналах измерений. Разность измеренных расстояний ($S_i - S_j = \Delta$) дает величину смещения; если знак (+) - расхождение, (-) - схождение. Электронные тахеометры позволяют получать обе эти величины. Есть вариант определения координат от двух (как минимум) пунктов опорной сети, но этот вариант более трудоемкий. Отметки пунктов определяются из тригонометриче-

ского нивелирования (высота инструмента и отражателя над столиком из цикла в цикл остаются без изменений).

Это позволяет повысить точность измерений за счет исключения дополнительных измерений на пункте. Таким образом, в результате измерений получают величины деформаций в двух плоскостях (вертикальной и горизонтальной).

Съемочные сети. Специально-съемочные сети на карьере не создаются. В качестве пунктов съемочной сети могут служить оползневые (контрольные) знаки, которые закладываются на 3^х ярусах вдоль каждой, вышеназванных профильных линий (по три знака с обеих сторон). Они закладываются в местах, где обеспечивается достаточно длительная их сохранность. Известно, что в процессе отработки они будут выходить из строя, но, зная, что знак будет в ближайшее время нарушен, следует закладывать другой знак в стороне от существующего, но не попадающий под уничтожение, одновременно выполнив наблюдения на оба знака и получив координаты в одно и то же время. Этим мы имеем возможность сохранить ряд наблюдений. В данном случае речь идет о знаках, которые позволят в перспективе получить данные о потенциально возможных деформациях участков. Эти данные очень важны при эксплуатации карьеров. Схемы определения координат могут быть различны (створы, засечки и т.д.).

Что касается дополнительных пунктов съемочной сети, то они определяются непосредственно по месту работы по мере необходимости. Опорная сеть построена таким образом, что с любого опорного пункта имеется видимость на 4-5 определяемых пунктов, что обеспечивает использование простых схем определения координат необходимых точек в виде прямых и обратных засечек - как линейных, так и угловых.

Для примера рассмотрим линейную засечку. С наличием высокоточных электронных тахеометров широкое распространение получают линейные засечки при определении положения точек.

Достоинство этого способа заключается в более высокой, по сравнению с угловыми засечками, точности при значительных расстояниях (свыше 300 м) до определяемых пунктов. Тахеометр может быть установлен как на опорных, так и на определяемых пунктах.

Среднюю квадратическую ошибку M_p положения определяемого пункта Р при засечке с двух опорных можно подсчитать по формуле:

$$M_p = \sqrt{m_{D_1}^2 + m_{D_2}^2} / \sin C,$$

где m_{D_1} и m_{D_2} ошибки измерения расстояний;

C - угол засечки при определяемом пункте, если $m_{D_1} = m_{D_2} = m_D$, то $M_p = m_D \sqrt{2} / \sin C$, например, при $m_D = 1$ мм при углах засечки, соответственно, средние квадратические ошибки определяемого пункта будут равны: 30°-2,83 мм; 40°-2,20 мм; 50°-

1,85 мм.

Нивелирование III класса. Высотное обоснование создается методом геометрического нивелирования. Определение отметок пунктов опорной сети выполняется нивелирование III класса в прямом и обратном направлениях по ранее установленным пунктам триангуляции (опорной сети) Кургашин, 30, 18, 19, 350 от пунктов триангуляции 3 и 4 классов. В случае обнаружения существенных различий в отметках (новых и старых), т.е. превышающих двойной точности определения отметок, принимается решение об использовании старых отметок или новых.

Отметки старых пунктов, используемых в сети, определяются из тригонометрического нивелирования (см. раздел тригонометрическое нивелирование).

Способ нивелирования зависит от применяемых нивелиров. При использовании нивелиров с плоскопараллельной пластиной и инварных реек выполняются нивелирование по способу «совмещения», а при работе с нивелирами без плоскопараллельной пластины используют способ «средней нити». Для нивелирования используют различные модели нивелиров, удовлетворяющих техническим требованиям нивелирования III класса. Применяют электронные нивелиры, а также нивелиры с уровнем и плоскопараллельной пластинкой Н-1, Н-2, НА-1, нивелиры с уровнем типа НВ-1,НЗ, а также нивелиры с компенсаторами Н-3к, Ni-007, Ni-B3,4,5,6,7 и др.

Невязки в ходах, секциях, полигонах не должны превышать:

$$10 \text{ mm } \sqrt{L},$$

где L - длина хода.

Подробно о производстве, методике нивелирования III класса приведено в «Инструкции по нивелированию I, II, III, и IV классов», М. Недра, 1990.

Что касается тригонометрического нивелирования, то о нем более подробно приведено в следующем разделе, так как этот метод используется при работе более широко, чем геометрическое нивелирование.

Тригонометрическое нивелирование. В последние годы тригонометрическое нивелирование получило очень большое распространение благодаря внедрению в производство высокоточных электронно-оптических тахеометров, позволяющих обеспечить высокую точность измерения углов и линий. В случае их использования до начала работ необходимо выполнить их поверки и исследования с целью установления их пригодности к измерениям. Краткое описание электронных тахеометров приведено в разделе «Электронные тахеометры». Основные характеристики в зависимости от модели следующие:

- точность горизонтального и вертикального круга от 0,5" до 3";
- измерение расстояния с одним отражателем от 1 мм до 2 мм.

Эти данные приведены для того, чтобы показать возможности этих приборов для производства высокоточных работ. Измерения на пунктах выполняют

обычно серной (в зависимости от конкретных задач), последовательно визируя по ратным направлениям сначала при одном круге, а затем при другом, или по каждому направлению отдельно, измеряя его при двух кругах. В последнем случае приемы распределяют последовательно и равномерно по всем направлениям.

Благоприятным временем для измерения зенитных расстояний на основании производственных и опытных данных установлено: в пасмурную погоду можно наблюдать весь день с окончания периода утренних спокойных и отчетливых изображений и до начала вечерних спокойных изображений; в солнечную погоду можно наблюдать утром, около 0,5 h после окончания периода утренних спокойных изображений и вечером примерно 2 h перед наступлением спокойных изображений.

Вечерний период более благоприятен для измерений, чем утренний. Перед началом работы установленный на знаке инструмент должен принять температуру окружающего воздуха. Необходимое для этого время в минутах равно приблизительно 1,5 t, где t - разность температур (в градусах) помещения, где находился теодолит, и воздуха на пункте измерений. Для ослабления влияния внешних условий (при циклическом характере измерений) стремятся на пункте измерение выполнять примерно в тех условиях, в каких они были выполнены в предыдущих циклах (в одинаковую погоду, в одни и те же часы и т.д.). Зенитные расстояния при применении теодолитов Т1, Т2, ТБ1, Theo-010 вычисляют по приведенным ниже формулам; при использовании электронных тахеометров руководствоваться прилагаемой инструкцией:

$$z_i = \text{КЛ} - \text{МЗ} = \text{МЗ} - \text{КП} \pm 360^0 = 1/2[\text{КЛ} - \text{КП} \pm 360^0],$$

$$\text{МЗ} = 1/2(\text{КЛ} + \text{КП} \pm 360^0),$$

$$m_z = \sqrt{\sum_{i=1}^n (z_i - z)^2 / n(n-1)},$$

где z - среднее значение зенитного расстояния на станции;

n - число приемов;

m_z - средняя квадратическая ошибка измерения

зенитного расстояния на станции.

Превышения на определяемый пункт вычисляют по формуле:

$$H = D \text{ctg} z + i - l + (1 - k) D^2 / 2R \sin^2 z,$$

где D - расстояние до определяемого пункта;

i и l - высота инструмента и визирной цели над знаком;

k - коэффициент вертикальной рефракции; значение k можно принять равным 0,15 и считать постоянным для всех циклов, если измерения выполнены примерно в одинаковых условиях;

R - радиус Земли, равный приближенно 6400 km.

Ошибку m_h превышения из одностороннего тригонометрического нивелирования можно подсчитать по формуле:

$$m_h = \sqrt{(m_D \text{ctg} z)^2 + \left(\frac{m_z}{r} \cdot \frac{D}{\sin^2 z}\right)^2 + \sqrt{\left(\frac{m_k D}{2R \sin^2 z}\right)^2 + m_i^2 + m_l^2}}, \quad (1)$$

где m_D - ошибка деления расстояния;

m_k - ошибка определения коэффициента рефракции;

m_i и m_l - ошибки определения высоты инструмента и визирной цели.

Для предрасчета ожидаемой точности в формуле (1) можно принять m_z = 1.0-1.5" (при измерении z четырьмя приемами и применении во всех циклах одного теодолита), m_k = 0.05-0.10.

Если отметку определяемого пункта получают с нескольких опорных, то окончательное ее значение вычисляют по формуле:

$$H = \frac{H_1 P_1 + H_2 P_2 + \dots + H_n P_n}{P_1 + P_2 + \dots + P_n},$$

$$P_i = \frac{1}{m_i^2} (i = 1, 2, \dots, n),$$

где m_i - ошибка превышения, вычисляемая по формуле (1).

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА КРАТНО-ОТРАЖЕННЫХ ВОЛН ЗЕМЛЕТРЯСЕНИЙ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ПРИКЛАДНЫХ ЗАДАЧ

Ахмеров Р.З., старший научный сотрудник лаборатории стратиграфии, палеонтологии и тектоники ИГГ АН РУз

Кратно-отраженные волны регистрируются при исследованиях МОВЗ на вертикальных компонентах сейсмограмм землетрясений непосредственно

после первых вступлений. Они характеризуются хорошей коррелируемостью и потому с успехом используются в практике сейсмических исследо-

ваний. Хорошо известны примеры их применения для изучения коры и верхней мантии. Однако волны могут применяться и в прикладных целях, когда речь идет о малых глубинах. Разработанная нами методика позволяет изучать верхнюю часть геологической среды – интервалы глубин 0-24000 м, 0-4000 м и др.

Здесь мы приводим некоторые результаты её использования на Северном борту Ферганской впадины. Записи землетрясений получают с помощью станций типа «Черепаша». Используются события с широким диапазоном удалений, начиная с 1-10 км и до 10 000–30 000 км. При вычислениях аналогом удалений служит величина кажущейся скорости (V_k) первых вступлений, которая предварительно вычисляется известными способами. Материал обрабатывается по многоволновому принципу с использованием амплитудно-скоростных спектров [1, 2].

Результаты обработки представляются структурными разрезами, а также разрезами по зонам разломов (зонам дробления) и по прогнозируемым нефтегазонасным зонам. Разрезы могут строиться на различные глубины. В нашем случае они представлены на интервалы 0-2400 м, 0-4000 м, 0-8000 м и 0-24 км.

Структурный разрез дает представление о характере залегания отражающих границ. Разрезы по зонам дробления (разуплотнения) позволяют проследить тектонические нарушения. Они строятся по распределению отрицательных аномалий скоростных (плотностных) свойств геологической среды. Разрезы по нефтегазонасным зонам основываются на распределении соответствующих прогнозных параметров. Зоны разуплотнения пересекают всю толщу коры и верхней мантии в субвертикальном, слегка наклонном направлении. На дневной поверхности они совпадают с известными тектоническими нарушениями. Это дает основание интерпретировать их как области дробления, сопровождающие разломы.

Методика позволяет выявлять отдельные скрытые объекты, в частности, газовые аномалии. Примером тому служат рис. 1 и 2. Правомочность выявления газа доказывается на рис. 3, на котором приведен пример оконтуривания газового скопления, вскрытого бурением. Разрезы по газовым аномалиям могут пролить свет на происхождение газа. Как видно из рис. 3,

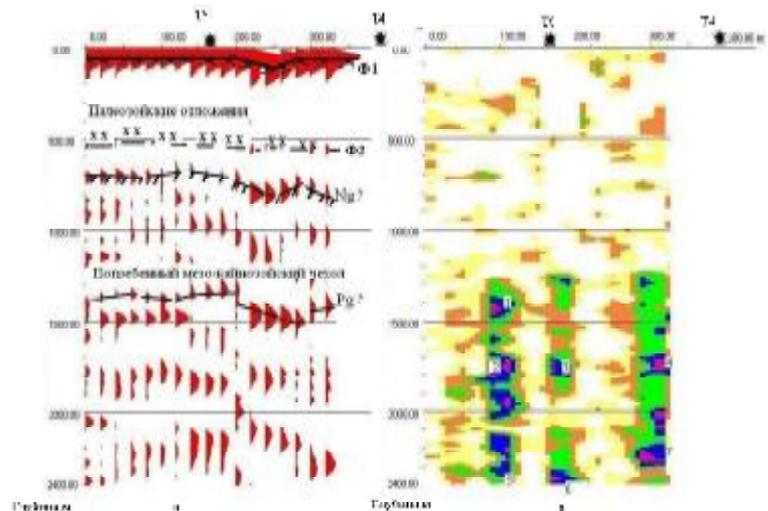


Рис. 1. Структурный разрез (а) и разрез по нефтегазовым аномалиям (б) для глубин 0-2400 м (участок Чадак, профиль Т6-Т4): \times \times Φ 1 - кровля палеозойских отложений; Δ Δ , Σ Σ Φ 2 - подошва - палеозойских отложений; 1,2,3 – номера газовых аномалий

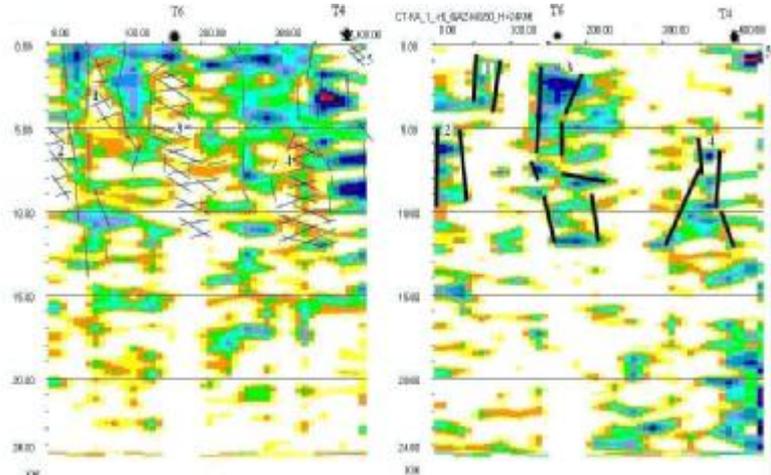


Рис. 2. Разрезы верхней части земной коры (до 24 км) Уч-к Чадак, профиль Т6-Т4: а – на зоны разломов; б – на газовые аномалии; 1,2,3,4,5 – номера газовых аномалий; \cdot - зона разломов; \cdot \cdot - контуры газовых аномалий

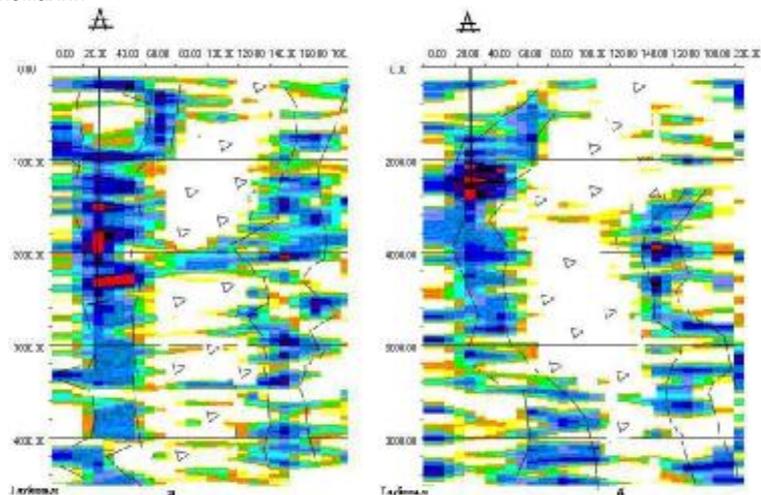


Рис. 3. Уч-к Чадак. Прогнозные разрезы на газ вблизи Т14: а – до глубины 4000 м, б – до глубины 8000 м, Δ - скважина, скрывающая газ; \cdot \cdot - контуры газовых аномалий; ∇ - зоны дробления

аномалии представляют собой субвертикальные столбы, уходящие корнями на глубины порядка 8-10 km. При этом они располагаются вдоль зон дробления. Следовательно, можно предположить,

что газ образуется на больших глубинах в недрах «гранитного» слоя - затем мигрирует по тектоническим трещинам, образуя скопления в отдельных зонах локального разуплотнения («ловушки»).

Список литературы:

1. Ахмеров Р.З., Картавцева Т.А., Антонец А.Г. Структурные особенности геологической среды месторождения Кызылалмасай по данным метода детальной сейсмотомографии. Материалы Республиканской научно-практической конференции «Геодинамика фанерозоя Тянь-Шаня: Принципы районирования, эволюции и минерагенеза». Ташкент, 2009, с. 50-53.
2. Равшанов Ш.М., Ахмеров Р.З. Применение метода сейсмической томографии на примере Алмалыкского региона // XII Международный научный симпозиум имени академика М.А. Усова студентов и молодых ученых «Проблемы геологии и освоения недр»// Томск, 18 апреля 2008 г.

УДК 622.03

© Абдиев И.Н., Кочюгаев А.И. 2011 г.

УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ И ОРГАНИЗАЦИОННЫМИ ПРЕОБРАЗОВАНИЯМИ В ПРОИЗВОДСТВЕ

Абдиев И.Н., главный инженер Северного рудоуправления НГМК, **Кочюгаев А.И.**, начальник ГТР Северного рудоуправления НГМК

В настоящее время Геотехнологический рудник Северного рудоуправления НГМК ведёт добычу урана на трех месторождениях: «Кендыктюбе», «Учкудук» и «Сугралы», где в отработке находится юго-западная часть залежи № 1 и залежь № 2. На основании рабочего проекта опытно-промышленного участка (ОПУ) активно ведутся горно-подготовительные и строительно-монтажные работы для ввода в эксплуатацию ЛСУ-1 на новом месторождении «Мейлисай». Каждое из указанных месторождений имеет свои характерные гидрогеологические условия залегания рудного тела, химический состав подземных вод.

Поэтому не может существовать единой, универсальной технологии добычных работ. В связи с этим, специалисты рудника, совместно с профильными отделами Северного рудоуправления и НГМК, систематически проводят работу по внедрению новых и совершенствованию существующих технологий добычи металла и форм организации труда с целью повышения эффективности производственных процессов, унификации применяемого оборудования, снижения трудоемкости и, в конечном итоге, - себестоимости продукции на каждом месторождении.

Ниже приведено несколько примеров из деятельности Геотехнологического рудника, которые позволяют представить, какую существенную роль имеет управление технологическими и организационными преобразованиями и как, в свою очередь, гидрогеологические условия залегания полезного ис-

копаемого влияют на выбор технологии и организацию работ.

Благоприятные гидрогеологические условия залегания руды на месторождении «Кендыктюбе» - это относительно не глубокое залегание руды (150-190 m), высокий коэффициент фильтрации (7-14 m/сутки) позволили первыми в НГМК внедрить миниреагентную схему выщелачивания металла и на протяжении всего периода эксплуатации данного месторождения с 1993 г. иметь высокоэффективную и стабильную добычу.

Практически одновременно с вводом в эксплуатацию данного месторождения в Северном рудоуправлении, на основании инновационной политики НГМК, произошла коренная реорганизация производства – произведена замена парка погружных насосов с энергоёмких, ненадежных в эксплуатации насосов типа ПЭН-6 на погружные насосные агрегаты фирмы «Grundfos» Германия типа SP со станциями управления «Диана-Grundfos», выполненных на интегральном блоке СУ-3.

С учетом нового насосного оборудования были усовершенствованы и вошли в повседневную практику установки для монтажа-демонтажа погружных насосов (УМПН), позволяющие за короткое время произвести монтаж или демонтаж насосного агрегата. Для повышения эффективности использования установок на технологических участках были сформированы звенья по подготовке погружных насосов к монтажу, стыковке подводных кабелей с моторными проводами, их герметизации и испыта-

нию, подготовке и разметке шлангов ПНД Ø 63*8,7 mm и т.д.

В 1998 г. на рудник для замены громоздких и морально устаревших передвижных компрессорных установок типа СД-9/101 начали поступать компактные, малошумные и экономичные компрессоры шведской фирмы «Atlas-Copco» типа XRVS-345. В результате перехода на новый тип погружных насосов и компрессорного оборудования, наряду с резким повышением производительности труда, возросла общая культура производства.

Это потребовало от руководства Северного рудоуправления и Геотехнологического рудника проведения дополнительного обучения обслуживающего персонала для квалифицированной эксплуатации нового современного оборудования.

В 2000 г. для развития добычи урана в Северном рудоуправлении Геотехнологическим рудником были начаты опытные работы на юго-западной части залежи № 1 месторождения «Сугралы» совместно со специалистами французской фирмы «Кожема».

Выполняя намеченную программу опытных работ, специалисты рудника с большим интересом знакомились с четкой организацией работ зарубежными коллегами, перенимали опыт обращения с передовыми техническими средствами связи, контроля, учета и обработки информации о работе оборудования и технологических параметров. Совместная работа наложила свой отпечаток, расширила кругозор и пробудила интерес руководства и специалистов рудника к инновационным технологиям и повышению общего уровня организации труда.

Месторождение «Сугралы» характеризуется как очень сложное для отработки способом подземного выщелачивания: фильтрационные свойства рудовмещающего горизонта невелики: Кср. - 0,21-1,1 m/сутки; горизонт сложен мелкими и тонкозернистыми песками, имеются 3 водоносных горизонта, причем средний, рудовмещающий, местами имеет естественную связь с низлежащим водоносным горизонтом. Кроме того, в районе месторождения имеется ряд крупных тектонических разломов.

Поэтому на преодоление этих негативных факторов для отработки оптимальной технологии сооружения скважин и добычных работ ушло достаточно много времени и потребовало большого напряжения творческих и физических сил коллектива ГТР. Во многом благодаря накопленному опыту и поступлению на рудник переносных приборов типа СОМ-280 и СРМ280, позволяющих измерять концентрацию растворенного кислорода, Ен, Рн и температуру растворов с точностью до 0,1°C, специалистами рудника выявлялись и исключались из работы «канальные» скважины, определялась оптимальная подача технического кислорода в рабочие растворы.

В период с 2004 по январь 2008 г. окисление руды на юго-западной части залежи № 1 месторождения «Сугралы» производилось с помощью технического газообразного кислорода, подаваемого в рабочие растворы из стандартных газовых баллонов, устанавливаемых в специальные рампы. К 2008 г. в круглосуточной работе находилось 17 кислородных рамп, в которых размещалось 272 баллона.

Надо ли говорить о трудоемкости, опасности данного процесса и о значительных затратах на доставку баллонов с газонаполнительных станций! Кроме того, для обслуживания кислородных рамп было привлечено 14 человек из числа наиболее квалифицированных работников, прошедших дополнительное обучение по программе смежной профессии «Наполнитель газовых баллонов».

С целью обеспечения безопасных условий труда, повышения эффективности использования газообразного кислорода и снижения транспортных расходов, руководством и специалистами Северного рудоуправления были приложены значительные усилия для обоснования необходимости принятия решения на проектирование и строительство сети магистральных и разводящих кислородопроводов, приобретение газификационных установок ГУ-8/20 в комплекте с цистернами ЦТК-8/0,25 для перевозки жидкого кислорода. В январе 2008 г. была введена в эксплуатацию первая очередь кислородопровода, а в III квартале кислородопровод был введен в эксплуатацию в полном объеме. В настоящее время кислородопровод обеспечивает безопасную, стабильную и бесперебойную подачу технического кислорода в смесительные узлы закачных скважин.

В процессе добычи на месторождении «Сугралы» специалистами рудника было установлено, что при отработке геологических запасов по миниреагентной технологии с применением технического кислорода в 50-55% добычных ячеек происходит снижение содержания металла. Совместно со специалистами НГМК были проведены опытные работы по переводу этих ячеек на слабокислотную схему выщелачивания с концентрацией серной кислоты в рабочих растворах до 2 g/dm³. Полученные результаты показали высокую эффективность комбинированной схемы выщелачивания.

Для реализации на практике данной схемы выщелачивания специалистами рудника был разработан и успешно внедрен в эксплуатацию дифференцированный узел подкисления рабочих растворов на карте № 2, который позволяет одновременно, в необходимом количестве, подавать рабочие растворы на блоки, обрабатываемые с помощью технического кислорода и на блоки, обрабатываемые по слабокислотной схеме.

Принятая инновационная политика НГМК, высокие стандарты организации производственной деятельности, стремление к повышению экономи-

ческой эффективности технологических преобразований, позволили в короткий срок решить организационные вопросы, произвести монтаж дополнительного технологического оборудования и ввести на УППР-2 ГТР Северного рудоуправления в эксплуатацию линию попутного извлечения рения из продуктивных растворов. Активно ведутся работы по оборудованию специальной лаборатории для получения готового продукта высокого качества.

На руднике также особое внимание уделяется внедрению технологических и технических новшеств. Определены приоритетные направления прикладных НИР, ОКР и инновационных работ на период 2011- 2015 гг. Вот некоторые из них:

Буровые работы:

- испытание и внедрение лопастных буровых наконечников, армированных искусственными алмазными вставками, а также вспомогательного и аварийного инструмента (гидравлических расширителей, эксцентриковые боковые фрезеры) выпускаемые ООО НПП «Буринтех» Россия;

- проведение опытных работ по устранению «канализования» с помощью смолы КС-11 на месторождении «Сугралы-1»

Геофизические работы:

- внедрение и адаптация программы комплексной интерпретации гамма-каротажей для подсчета запасов.

Технология:

- испытание и внедрение в производство самопромывных фильтров «ТЕКLEEN» Компании Пьюролайт (Англия) на участке переработки продуктивных растворов;

- испытание и внедрение слабокислотного катионита Д5201,5202 производства компании «Пьюролайт» как альтернативу высокоосновному аниониту для сорбции урана из продуктивных растворов;

- переход на энергосберегающие насосы с маг-

нитной муфтой фирмы GRUNDFOS на УППР;

- оборудование откачных скважин беспроводным дистанционным управлением и электромагнитными расходомерами.

За последнее время в Северном рудоуправлении наметилась устойчивая положительная динамика обновления парка буровых станков, погружных насосов, компрессорного оборудования и автотракторной техники. Так, например, получены и введены в эксплуатацию модернизированные буровые установки УРБ -3А3-053 в количестве 7 ед., компрессорные установки GA-250-7,5, GA-30-7,5, ZT-30-7,5, XAS-177DD. Значительно обновился парк погружных насосов, улучшилось обеспечение рудника запасными частями и материалами для обеспечения и поддержания оборудования в надлежащем состоянии. Имеющаяся ремонтная база и механический цех, оснащенный современным станочным оборудованием, позволяют на руднике выполнять все виды ремонтов, включая капитальные, буровым станкам, выполнять большой перечень ремонтных работ насосному, компрессорному оборудованию и автотракторной техники.

Кроме того, в механическом цехе рудника налажен поточный ремонт погружных насосов с использованием б/у деталей, вышедших из строя насосов, запасных частей поставляемых заводом-изготовителем и выпускаемых НМЗ НГМК; производится сборка фильтров КДФ для сооружения технологических скважин; изготавливаются регулируемые вентили Ду-50 из материала ПВХ для обвязки насосных скважин; выполняются заявки производственных участков на изготовление необходимых узлов и деталей.

Отлаженная на Геотехнологическом руднике система ППР, своевременное и качественное проведение ремонтов оборудования обеспечивают высокую производительность и эксплуатационную надежность имеющегося оборудования.

РАЗРАБОТКА ВИХРЕВОГО ТЕПЛОГЕНЕРАТОРА ДЛЯ СИСТЕМ АВТОНОМНОГО ОТОПЛЕНИЯ И ГОРЯЧЕГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ

Валиев М.В., начальник Центра инновационных технологий НГМК, канд. техн. наук; Галимов Р.И., ведущий инженер Службы инновационных технологий ПО «НМЗ» НГМК

Область применения. Вихревой теплогенератор (ВТГ) предназначен для применения в системах отопления и горячего водоснабжения жилых, производственных и складских помещений. Может быть применен также для подогрева и обеззаражи-

вания воды в бассейнах, получения лечебной воды, обработки нефти и т.п.

Наиболее эффективно использование теплогенераторов в сочетании с гелиосистемами в курортных и рекреационных зонах и сельском строительстве.

Требования к применению.

Единственным условием применимости такого устройства является обеспеченность объекта электроэнергией. Разрешение органов Госгортехнадзора не требуется.

Принцип действия.

Работа теплогенератора основана на извлечении тепловой энергии из движущейся по спиральной траектории жидкости, когда при ее торможении в конце вихревой трубы возникает «микробулькивающая среда». При схлопывании кавитационных пузырьков кинетическая энергия движения жидкости переходит в потенциальную тепловую энергию.

Характеристика ВТГ.

Вихревой теплогенератор относится к категории экологически чистых энергосберегающих устройств, не требующих сжигания топлива.

Установка снабжена автоматикой, позволяющей экономично расходовать электроэнергию. Работает установка при давлениях в системе подачи 4-5 kgs/cm².

Испытания.

В ПО НМЗ изготовлен макетный образец вихревого теплогенератора ВТГ-15-2/1 с консольным насосом К-80-50-200 мощностью электропривода 15 kW.

В 2008-2009 гг. проведены лабораторные испытания по определению тепловых характеристик указанного ВТГ на специальном стенде (рис. 1). Коэффициент преобразования энергии (КПЭ) теплогенератора выше, чем у электротэнов и электродеталей, т.к. в системе не образуется накипь и имеет место эффект «последствия», т.е. выделение тепла из самой жидкой среды при выключенном электронасосе после достижения заданной температуры (80⁰С).

Внедрение.

Спроектирован и изготовлен опытно-промышленный образец теплогенератора ВТГ-30 (рис. 2), испытание которого планируется провести в период отопительного сезона на б/о «Лазурная» ПО НМЗ.

По результатам производственных испытаний будут определены основные эксплуатационные характеристики и КПЭ теплогенератора и будет принято решение об изготовлении опытно-

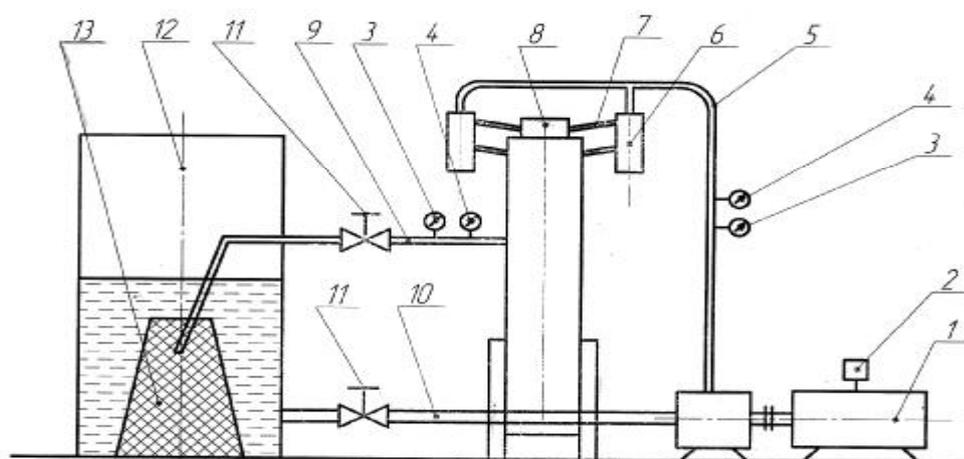


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема стенда для испытания ВТГ: 1-электронасос К80-50-200; 2-счетчик электроэнергии «Меркурий-230»; 3- манометр МП-4 (2 шт.); 4-термометр ТКП-160 (2 шт.); 5-стояк; 6-коллектор (2 шт.); 7-конический сопловый ввод (4 шт.); 8-вихревой теплогенератор ВТГ-15-2/1; 9-трубопровод подачи ГВ; 10-трубопровод возврата (обратка); 11-вентиль (2 шт.); 12-бак для теплоносителя; 13-дегазатор-глушитель

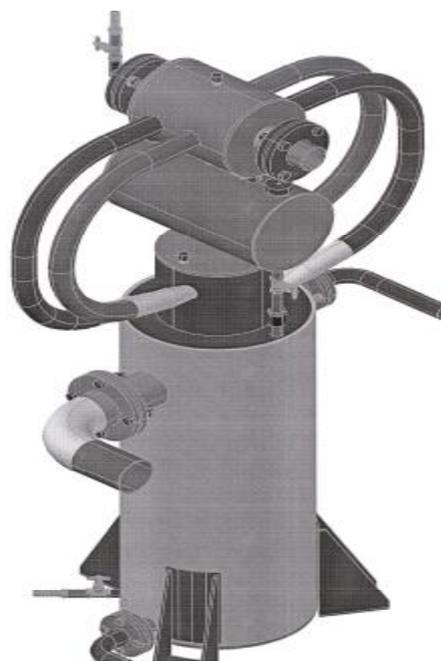


Рис. 2. Общий вид теплогенератора ВТГ-30-2/1

промышленной партии ВТГ для нужд НГМК и др. заказчиков.

ВТГ может быть спроектирован с учетом условий и требований заказчика. Например, один электронасос посредством коллектора может обслуживать два теплогенератора.

Авторские права защищены приоритетной справкой Патентного ведомства РУз (заявка IAP 20100324).

Экономический эффект обеспечивается за счет снижения электропотребления и снижения эксплуатационных затрат по сравнению с электродеталей аналогичной мощности.

ОНТОЛОГИЯ И АНАЛИЗ ДОСТИГНУТОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УРОВНЯ КОНСТРУКЦИЙ ЭКСКАВАТОРОВ – ДРАГЛАЙНОВ

Подэрни Р.Ю., профессор кафедры «Горные машины и оборудование» МГГУ, док. техн. наук, действительный член РАЕН; **Бочаров Р.А.**, горный инженер, аспирант кафедры «Горные машины и оборудование» МГГУ; **Холиков М.С.**, инженер-механик, аспирант кафедры «Горные машины и оборудование» МГГУ

В данной статье приведена онтология и выполнен анализ современных конструкций экскаваторов – драглайнов мировых производителей (рис. 1-29).

В 1913 г. Оскар Мартинсон (Oscar Martinson), инженер «Monighan Machine Company» предложил кардинально новое решение - использовать для перемещения драглайна две подвижные лыжи, установленные с каждой стороны поворотной рамы драглайна.

Первое шагающее оборудование, известное под названием «Martinson Tractor», было установлено в 1913 г. на драглайнах компании «Monighan Machine» моделей 1-Т и 3-Т (рис. 1).

В 1930 г. был создан мощный драглайн модели 430 с четырьмя шагающими стойками и ковшем вместимостью 6 м³ (рис. 2).

В 1932 г. компания «Busyrus – Erie» выпустила самый мощный на тот момент драглайн модели 950-В, который положил начало новому направлению развития этих машин (рис. 3).

В 1935 г. компания «Busyrus – Erie» разработала модель драглайна Busyrus – Monighan 5-В. Драглайн оснащался ковшем вместимостью 3,8 м³, стрелой длиной 36 м, дизельным или электриче-

ским приводом. Эта модель использовалась на карьерах строительных материалов, при сооружении ирригационных систем, на всех видах строительных работ. Busyrus – Monighan 5-В побил все рекорды по продажам. Драглайн был оснащен ковшем вместимостью 9 м³ и 75-метровой стрелой, которая также считалась самой длинной в мире. Эксплуатационная масса драглайна превышала 1000 т (рис. 4).

В конце 1930-х гг. появились новые производители драглайнов – компании «Ransom&Rapier Ltd» (Великобритания) и «Marion Steam Company» (США) [1, 2]. В 1943 г. компания «Ransom&Rapier Ltd» выпустила драглайн W-90 с ковшем 2,25 м³ (рис. 5), а в 1944 г. – популярная модель W-150 с ковшем вместимостью 4,6 м³, которая производилась вплоть до 1963 г. (рис. 6).

Основным потребителем этой модели стала «London Brick Company», которая эксплуатировала на своих карьерах 8 таких машин. В 2001 г. один из этих драглайнов еще эксплуатировался.

«Marion Steam Company» вышла на рынок шагающих драглайнов в 1939 г. В последующие годы была выпущена модель 7400 с ковшем вместимостью от 7,4 до 8,4 м³ (рис. 7). В 1942 г. компания изготовила самый крупный (масса 1250 т) на тот момент шагающий драглайн модели 7800 с ковшем 22,8 м³ и стрелой 56 м (рис. 8).

В 1944 г. был выпущен драглайн модели 1150-В компании «Busyrus – Erie» (рис. 9) [1]. Он был создан на базе модели 950-В, разработанной почти на 10 лет раньше. Драглайн 1150-В имел базу диаметром 13,2 м и оснащался стрелой длиной от 60 до 64,5 м. В состав



Рис. 1. Первый шагающий драглайн модели 1-Т, известный как «Martinson Tractor»



Рис. 2. Драглайн модели 430 компании «Page Engineering» с четырехстоечным механизмом шагания



Рис. 3. Драглайн модели 950-В компании «Busyrus – Erie»



Рис. 4. Драглайн 5 – W компании «Busyrus – Monighan»

электрооборудования входили два подъемных и два тяговых электродвигателя мощностью по 313 kW, три электродвигателя поворота стрелы мощностью по 92 kW и два двигателя ходовой части мощностью по 74 kW.

В 1951 г. компания «Busyugus – Erie» выпустила более мощную и производительную машину - 1250-B (рис. 10). Общая установленная мощность двигателей этой модели 368 kW, длина стрелы до 70,5 м, вместимость ковша до 25 м³.

В 1965 г. была изготовлена модель 1260-B (рис. 11). Машина имела современный дизайн, была оснащена ковшом вместимостью от 22,8 до 32 м³ и трехгранной стрелой. Конструкция ферм была создана методом компьютерного моделирования.

В 1961 г. «Ransom&Rapier Ltd» выпустила еще более мощный драглайн модели W1800 (рис. 12), масса новой машины составляла 2000 т, вместимость ковша – 30,5 м³.

В 1968 г. на базе модели 1450-W разработали два драглайна модели 1550-W с ковшами вместимостью 49,4 м³ (рис. 13).

В 1961 г. заказ на разработку драглайна 8800 компания «Marion» (рис. 14) получила от «Peabody Coal Company» для разреза Homestead в штате Кентукки (США). Общая ширина драглайна около 35 м, радиус задней части машины 22 м. Поворотное основание высотой 4,5 м поддерживает надстройку с А-образной рамой высотой 35 м над уровнем почвы. Диаметр круглого основания 24 м, площадь опоры свыше 450 м². Рабочая масса машины 6285 т. Каждая шагающая лапа имеет длину 21 м и ширину около 5 м. В режиме движения машина делает шаг длиной 2,3 м. Драглайн мог осуществлять копание ниже уровня почвы на глубину, равную высоте 12-этажного



Рис. 5. Драглайн модели W-90 компании «Ransom&Rapier Ltd»



Рис. 6. Драглайн модели W-150 компании «Ransom&Rapier Ltd»



Рис. 7. Драглайн модели 7400 компании «Marion Steam Company»



Рис. 8. Драглайн модели 7800 компании «Marion Steam Company»



Рис. 9. Драглайн модели 1150-B на погрузке материала в дробилку на карьере South Mine в США

дома, и отсыпать грунт на высоту 14-этажного дома.

В 1964 г. «Busyugus – Erie» выпустила два драглайна модели 2250-W и продала их компании «Атах Соал» на угольный разрез в штате Индиана. Драглайны оснащались стрелами от 82,5 до 90 м и



Рис. 10. Драглайн модели 1250 компании «Busyugus-Erie» на вскрышных работах



Рис. 11. Драглайн модели 1260-B компании «Busyugus – Erie» на вскрышных работах



Рис. 12. Драглайн модели W1800 на карьере



Рис. 13. Драглайн модели 1550–W компании «Busyugus–Erie» на угольном разрезе в США



Рис. 14. Драглайн Marion 8800 на разрезе Peabody Coal



Рис. 15. Ходовой механизм «Cam and slide»



Рис. 16. Драглайн «Big Muskie» на разрезе Muskingum Mine в штате Огайо в США



Рис. 17. Ковш драглайна «Big Muskie», внутри которого свободно поместился школьный оркестр

ковшами вместимостью 57 m^3 . Конструктивной особенностью машины 2250–W был новый механизм хода – эксцентриковый с тягой (англ. «cam and slide»). Компания «Busyugus–Erie» разработала его специально для машин с ковшами вместимостью свыше $53,2 \text{ m}^3$. Конструкция и принцип действия механизма «cam and slide» следующие: на приводной вал 1 насажено эксцентриковое колесо 2, вращающееся в роликоопоре 3, закрепленной в литой раме 4. Рама посредством кронштейна 5 закреплена



Рис. 18. Драглайн Marion 8750 с 126–метровой стрелой на угольном разрезе Genesee в Канаде



Рис. 19. Драглайн модели 8950 компании «Marion» на карьере Augshire Mine в США

на опорной лыжке (рис. 15). Тяговая штанга 6 соединяет лыжку с эксцентриком и служит дополнительной кинематической связью. При вращении эксцентрика лыжка опускается на грунт, а драглайн приподнимается и перемещается на величину шага в горизонтальной плоскости по смазанному рельсу, закрепленному в верхней части лыжки. Затем машина опускается на грунт, а лыжка возвращается в исходное положение. Уникальной моделью компании «Busyugus – Erie» стал самый мощный в мире драглайн 4250–W, названный «Big Muskie» (рис. 16) [1].

Драглайн «Big Muskie» был введен в строй на разрезе в штате Огайо в конце 1969 г. Ковш машины (рис. 17) подвешивался на четырех металлических канатах диаметром 13 см. Номинальное тяговое усилие (9 МН) на ковше передавалось по 4 тяговым канатам такого же диаметра. Общая длина тяговых и подъемных канатов равнялась почти миле (1,6 km). Перемещение ковша осуществлялось двумя независимыми лебедками (подъем и тяга) с барабанами диаметром 3,3 м.

В 1971 г. компания «Marion» выпустила драглайн 8750 (рис. 18), одна из самых успешных моделей мощных драглайнов. Драглайны 8750 оснащались ковшами вместимостью от 61 до 88 m^3 в зависимости от конструкций стрелы и самого ковша. Приводной вал эксцентриков ходового механизма имел внешние подшипниковые опоры, закрепленные на раме драглайна.

В 1973 г. «Amah Coal Company» приобрела у компании «Marion» ее самый мощный драглайн модели 8950 (рис. 19) с ковшем вместимостью 114 m^3 .

Совершенствование драглайнов в последние 30 лет шло не только по пути увеличения их габаритов и массы. С ростом объемов добычи открытым способом в 70–е гг. XX в. возросла потребность в машинах, которые можно легко демонтировать и перемещать на новое место работы. В этот период производители начали создавать драглайны модульной конструкции. В 1978 г. компания «Busyugus–Erie» выпустила первый такой драглайн модели 380–

W (рис. 20). Затем компания «Marion» в 1980 г. создала модель 7450 (рис. 21).

В настоящее время эксплуатируются два самых крупных драглайна 2570–WS компании «Vucyrus-Erie»: один - с ковшем 121,6 м³ и стрелой 108 м (рис. 22), второй – на разрезе компании «BHP Coal» в Австралии.

В 1991 г. компания «Harnischfeger Corporation» (P&H) ввела в эксплуатацию свой первый драглайн, а уже в 1996 г. выпустила четыре новых модели 9020 с ковшем вместимостью 87,4 м³ и стрелой 96 м (рис. 23).

Являясь лидером в производстве оборудования для открытых горных работ, компания P&H постоянно работает над совершенствованием своего оборудования (рис. 24). Так, система модернизации драглайна P&H «Universal dragline system» (UDS) [2] позволяет осуществлять точечное черпание и разгрузку горной массы.

Система UDS включает в себя дополнительный головной блок стрелы, два отдельных подъемных барабана, ковш новой конструкции, к которому крепятся два подъемных каната (рис. 25). Требуется минимальная перепланировка машинного отделения.

Управление ковшом осуществляется при помощи компьютерной программы UDS, которая в зависимости от операции, производимой драглайном (черпание, перемещение или разгрузка), корректирует угол наклона ковша. Система UDS устанавливается на всех последних моделях драглайнов компании P&H.

Начало производства драглайнов в СССР относится к послевоенному периоду, когда в 1948 г. на Новокраматорском машиностроительном заводе (НКМЗ) в Украине был создан драглайн ЭШ–1 (рис. 26) [3], а в 1949 г. на Уральском заводе тяжелого машиностроения (УЗТМ г. Екатеринбург) – драглайн ЭШ – 14.65.

За более чем полувековой период НКМЗ освоен выпуск 15 моделей драглайнов с ковшами вместимостью до 20 м³ и стрелами длиной от 40 до 100 м. Общее число машин, поставленных потребителям, превысило 2000 единиц. Рекордсменами продаж стали модели ЭШ – 10/70А (рис. 27 – 511ед.), ЭШ–6/45 (рис. 28 – 313 ед.), ЭШ–10/60 (220 ед.).

С 1949 по 1951 гг. на Уралмаше были созданы три первых модели драг-



Рис. 20. Драглайн модели 380–W компании «Vucyrus – Erie»



Рис. 21. Драглайн Marion 7450 модульной конструкции



Рис. 22. Драглайн модели 2570–WS компании «Vucyrus-Erie» на угольном разрезе Black Thunder в США



Рис. 23. Драглайн модели 9020 компании P&H на карьере Luscar в Канаде



Рис. 24. Драглайн модели 9020 компании P&H на угольном разрезе Blackwater (Австралия)



Рис. 25. Головная часть стрелы драглайна модели 9020



Рис. 26. Первый драглайн ЭШ-1 бывшего СССР



Рис. 27. Драглайн ЭШ – 10/70А на вскрышных работах (Орджоникидзевский ГОК)



Рис. 28. Драглайн ЭШ – 6/45 на разработке вскрышных отвалов с погрузкой в автосамосвалы



Рис. 29. Драглайн ЭШ – 100.100 на угольном разрезе «Назаровский»

лайн, а с 1959 г. освоено серийное производство модели ЭШ – 15.90. В 1976 г. был завершен монтаж российского гиганта – драглайна ЭШ – 100.100 (рис. 29), который работает на Назаровском угольном разрезе [4].

На сегодняшний день это один из крупнейших драглайнов в мире. Масса машины превышает

10000 t.

Драглайн оснащен ковшем вместимостью 100 м³ и трехгранной жесткой трубчатой стрелой длиной 100 m. Масса груженого ковша достигает 300 t. Конструктивной особенностью ЭШ – 100.100 является гидравлическое шагающее устройство с полным отрывом базы и длиной шага 3 m.

Список литературы:

1. Haddock Keith *Extreme mining machines: stripping shovels and walking draglines*. – USA: MBI Publishing Company, 2001, 93 p.
2. Подэрни Р.Ю. *Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. – 6-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство МГГУ, 2007. – 680 с.: ил. (ГОРНОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ).*
3. Александров И.В., Михайлов Н.А., Держинский В.А. НКМЗ – 70: от идеи до реализации на рынке // *Горный журнал* №8, 2004, С 21–27.
4. Груздев А.В., Бойко Г.Х. *Шагающие экскаваторы – драглайны производства корпорации «Объединенные машиностроительные заводы» // Горная промышленность – №3 (45), 2003, С 56–61.*

УДК 622.271.012.3

© Кантович Л.И., Эгамбердиев И.П., Муминов Р.О. 2011 г.

ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ ЖЕСТКОСТНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВРАЩАТЕЛЬНО – ПОДАЮЩЕГО МЕХАНИЗМА КАРЬЕРНОГО БУРОВОГО СТАНКА

Кантович Л.И., профессор МГГУ, док. техн. наук; Эгамбердиев И.П., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГТИ, канд. техн. наук; Муминов Р.О., аспирант МГГУ

Повышение производительности буровых станков связано с интенсификацией режимов бурения, что, в свою очередь, ограничено вибрациями элементов бурового станка, основным источником которых является взаимодействие бурового инструмента с забоем [1-3].

В процессе работы станка с вращательно-подающим механизмом (ВПМ) патронного типа его

став, помимо продольных и поперечных колебаний, которые обуславливают его устойчивость, подвергается крутильным колебаниям, параметры которых определяются, в основном, крутильной жесткостью шпинделя и бурового става, а также электромеханическими характеристиками вращателя. При этом если одна из собственных частот динамической системы привода ВПМ близка или совпадает со случайной или детерминированной частотой составляющей спектра внешнего возмущающего воздействия, возможно возникновение резонансных явлений, которые приводят к повышенным нагрузкам, выходу из строя и преждевременному износу элементов металлоконструкций станка.

Во избежание подобных явлений машинист бурового станка вынужден работать на нерациональных режимах проходки скважины, снижающих эксплуатационную производительность станка. Для устранения этого недостатка нами предлагается оснастить карьерный буровой станок 4СБШ – 200 – 40 (рис. 1) гидрообъемным ВПМ, который представляет собой реверсивный планетарный трехступенчатый цилиндрический редуктор с гидравлической системой торможения водила дифференциального механизма. Он предназначен для сообщения крутящего момента рабочему органу при бурении вертикальных и наклонных скважин в крепких породах (до 16 по шкале проф. М.М. Протодяконова) шарошечным долотом на глубину до 40 m на открытых горных разработках черной и цветной металлургии, а также на карьерах горнохимической



Рис. 1. Карьерный буровой станок 4СБШ – 200–40 с ВПМ патронного типа (изготовитель «Барвенковский Маршзавод», Украина)

промышленности и предприятиях промышленности строительных материалов, во всем рабочем диапазоне скоростей вращения приводного электродвигателя постоянного тока ДПП – 52 (рис. 2).

Гидрообъемный ВПМ работает следующим образом. При запуске электродвигателя 1 включается насос подпитки 27, подающий рабочую жидкость в магистрали 16, 17 гидромашин 15, заполняется гидропневматический аккумулятор 21. ВПМ готов к работе. Включается электродвигатель 1 и вращение его вала через шестерню 2 и обойму 3 передается солнечному колесу 4 и к сателлитам 5 планетарной передачи, водило которой 12 через зубчатую муфту и вал 14 соединено с ротором гидромашин 15, работающей в тормозном режиме. Сателлиты 5 передают вращение эпициклу 6, жестко связанному с шестерней 7. Далее вращение через зубчатое зацепление 7, 8, 9, 11, 10 передается на выходной шестигранник, патрон и буровой став.

При подаче бурового става на забой вал 14, соединяющий водило 12 планетарной передачи с ротором гидромашин 15, под действием реактивного момента стремится повернуть ротор гидромашин 15 в направлении подачи жидкости в магистраль 16.

В магистралях 16, 17 гидромашин 15 установлены соответственно обратные клапаны 24 и 25, которые срабатывают при повышении давления в нагнетательной магистрали 31. При повороте ротора гидромашин 15 давление в магистрали 16 возрастает и реактивный момент на водиле 12 уравнивается. Пневмогидравлический аккумулятор 19, подключенный к магистрали 16, позволяет получить плавное изменение нагрузки и обеспечить регулирование жесткостных характеристик привода ВПМ. Демпфирование крутильных колебаний бурового става и трансмиссии осуществляется за счет гидравлических потерь в трубопроводах и шлангах, соединяющих аккумулятор 19 и гидромашину 15.

Утечки в гидромашине 15 вызывают незначительное уменьшение частоты вращения бурового става, не превышающее 0,1%. Утечки пополняются насосом подпитки 27. Пневмогидравлический аккумулятор 21, установленный в нагнетательной магистрали 31, обеспечивает работу гидромашин 15 при реверсе и нагрузках ВПМ. Нагнетательная магистраль соединена со сливом посредством предохранительного клапана 26. При перегрузках ВПМ, вызванных зашламовыванием скважины, буровой став замедляет вращение, одновременно повышается давление в магистрали 16 гидромашин 15 до уровня настройки предохранительного клапана 18. Происходит срабатывание клапана 18, соответственно, водило 12 планетарной передачи начинают вращаться со скоростью, пропорциональной скорости вращения электродвигателя 1, а момент, развиваемый вращателем на буровом стае, не превышает заданного уровня настройки предохранительного клапана 18. При этом срабатывает блокировка 28 электродвигателя 1. Электродвигатель 1 отключает привод, буровой став останавливается. При развенчивании бурового става работа ВПМ происходит по вышеприведенному алгоритму. В

этом случае включаются предохранительный клапан 23 и аккумулятор 20. Регистрация давления в активированных магистралях осуществляется манометрами 22, 29 и 30.

При исследованиях режимов нагружения двигателя ВПМ [1] было отмечено наличие в спектре частот гармоник, частота которых в 3 раза превосходит частоту вращения става, что обусловлено, как и в случае продольных колебаний, взаимодействием бурового долота с трехволновой поверхностью забоя.

С учетом того, что в процессе работы скорость вращения бурового става изменяется от $n=50$ г/мин до $n=150$ г/мин, частота возмущений нагрузки будет изменяться от $\omega=15,7$ рад/с до $\omega=47,1$ рад/с. Для обеспечения нормальных режимов работы необходима корректировка динамических параметров трансмиссии, обеспечивающих, как показано в работе [2], нижеследующее соотношение собственной – ω_{cob} и вынужденной – ω частот: $\omega_{cob} < \omega/\sqrt{2}$, что может быть получено за счет изменения жесткости трансмиссии ВПМ. То есть требуемая собственная частота крутильных колебаний динамической системы ВПМ бурового станка должна составлять величину:

$$\omega_{cob} \leq 11,1 \text{ рад/с.} \quad (1)$$

Гидротормоз механизма вращателя, являясь элементом, определяющим жесткость привода, позволяет регулировать жесткость и демпфирование всей трансмиссии за счет изменения сечения дросселей и регулирования объемов и давлений гидропневмоаккумуляторов, соединенных с напорной магистралью гидромашин.

Одним из эффективных методов оценки свойств динамической системы является их оценка по амплитудно-частотным характеристикам (АЧХ).

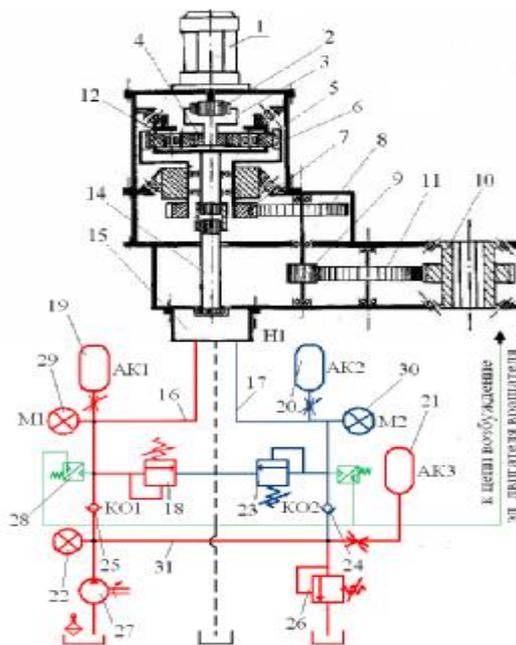


Рис. 2. Принципиальная схема гидрообъемного ВПМ бурового станка

Трансмиссия вращателя базового варианта может быть представлена в виде двухмассовой механической системы [3]. Для определения диапазона жесткости и момента инерции бурового става в процессе бурения расчет жесткости K и моментов инерции J_1, J_2 произведен для двух случаев:

I случай – начало бурения, в этом случае:

$$K' = 1.19 \cdot 10^6 \text{ Nm/rad}; J_1' = 208.023 \text{ kg m}^2;$$

$$J_2' = 2.262 \text{ kg m}^2.$$

II случай – конец бурения:

$$K'' = 0.0126 \cdot 10^6 \text{ Nm/rad}; J_1'' = 206.223 \text{ kg m}^2;$$

$$J_2'' = 6.4 \text{ kg m}^2.$$

При этом жесткость определяется, в основном, крутильной жесткостью шестигранного шпинделя и буровых штанг.

Ориентировочно собственная частота колебаний привода вращателя без гидротормоза определяется по формуле:

$$w_{\text{соб}} = \sqrt{\frac{K \cdot (J_1 + J_2)}{J_1 \cdot J_2}}, \quad (2)$$

что даст для первого случая:

$$w_{\text{соб}}' = \sqrt{\frac{1.19 \cdot 10^6 (208.023 + 2.262)}{208.023 \cdot 2.262}} = 729 \text{ rad/s};$$

для второго случая:

$$w_{\text{соб}}'' = \sqrt{\frac{1.19 \cdot 10^6 (206.223 + 6.40)}{206.223 \cdot 6.40}} = 45 \text{ rad/s}.$$

Учитывая, что логарифмический декремент затухания колебаний в трансмиссии привода вращателя $\delta = 0.05 \div 0.06$ и отношение моментов инерции

$J_1 \gg J_2$, примерный коэффициент конструкционного демпфирования составит:

$$m = \frac{d \cdot J_2 \cdot w_{\text{соб}}}{p} \quad (3)$$

и, соответственно:

$$m = \frac{0.055 \cdot 2.262 \cdot 729}{3.14} = 28.87 \text{ Nm s/rad},$$

$$m'' = \frac{0.055 \cdot 6.4 \cdot 45}{3.14} = 5.04 \text{ Nm s/rad}.$$

Так как величина конструкционного демпфирования незначительна, то в резонансе и близком к нему режимах возможно значительное увеличение амплитуд колебаний.

Для построения АЧХ значения φ_0 – амплитуд крутильных колебаний вычисляем по формуле:

$$j_0(w) = \frac{1}{K \sqrt{\left(1 - \frac{w^2}{w_c^2}\right)^2 + \left(\frac{m}{J \cdot w_c}\right)^2} \cdot \frac{w^2}{w_c^2}}, \quad (4)$$

для первого случая:

$$j_0'(w) = \frac{1}{1.19 \cdot 10^6 \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{w^2}{729^2}\right)^2 + 3 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{w^2}{w_c^2}}},$$

для второго случая:

$$j_0''(w) = \frac{1}{0.0126 \cdot 10^6 \cdot \sqrt{\left(1 - \frac{w^2}{45^2}\right)^2 + 3 \cdot 10^{-4} \cdot \frac{w^2}{45^2}}}.$$

На рис. 3 представлены амплитудно-частотные характеристики (АЧХ) ВПМ бурового станка в зависимости от глубины бурения (длины бурового става) для обоих случаев, изменение резонансных амплитуд при изменении длины бурового става, а также зона возмущающих частот. Как следует из этого рисунка, возникновение резонансных явлений при увеличении скорости вращения бурового става возможно вблизи нижней границы ($\omega_c = 45 \text{ rad/s}$) диапазона собственных частот при полностью выдвинутом вверх шестигранном шпинделе.

Динамическая модель гидромеханического вращателя может быть представлена в виде одномастной системы, так как податливость, вводимая в привод гидроаккумулятором значительно превышает податливость элементов трансмиссии и бурового става.

При этом момент инерции элементов трансмиссии, приведенный к буровому става, составит:

- в первом случае $J_{\text{ГМТ}} = 74,96 \text{ kg m}^2$;
- во втором случае $J_{\text{ГМТ}} = 101,46 \text{ kg m}^2$.

Для обеспечения выполнения соотношения (1) необходимая жесткость корректирующего звена (гидропневмоаккумуляторов) составит $(7,5 \div 10,0) \cdot 10^3 \text{ Nm/rad}$.

Жесткость, вводимая в трансмиссию вращателя гидропневмоаккумуляторов 10 ТГЛ10843, в зависимости от зарядного давления, может быть определена по формуле:

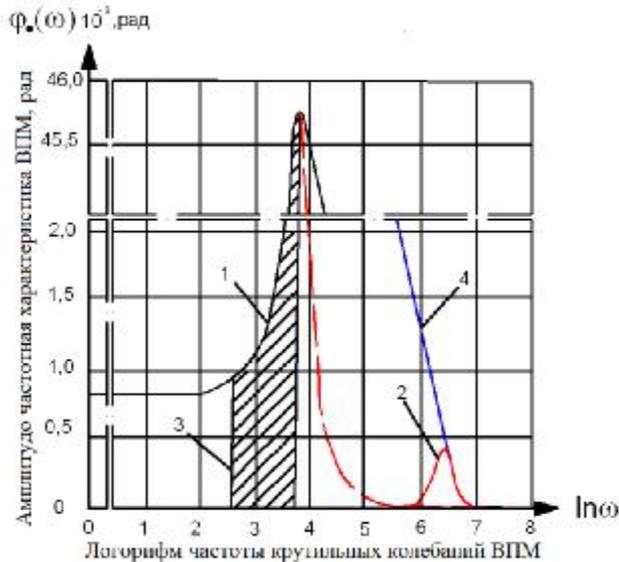


Рис. 3. Амплитудно-частотная характеристика (АЧХ) вращательно – подающего механизма бурового станка в зависимости от глубины бурения (длины бурового става): 1 – при полностью выдвинутом става; 2 – при забуривании; 3 – зона возмущающих частот; 4 – граница резонансных амплитуд соответствующих изменению длины бурового става

Таблица 1

Жесткость, вводимая в трансмиссию ВПМ гидропневмоаккумуляторами при различных зарядных давлениях и соответствующие им собственные частоты крутильных колебаний

Зарядное Давление P_0 , N/m ²	0,1 P_p 0,77·10 ⁶	0,2 P_p 1,54·10 ⁶	0,3 P_p 2,31·10 ⁶	0,4 P_p 3,07·10 ⁶	0,5 P_p 3,85·10 ⁶	0,6 P_p 4,62·10 ⁶	0,7 P_p 5,39·10 ⁶	0,8 P_p 6,16·10 ⁶	0,9 P_p 6,93·10 ⁶	1,0 P_p 7,7·10 ⁶
Жесткость $K_{ГМТ}$ Nm/rad	3,5·10 ⁴	2,1·10 ⁴	1,6·10 ⁴	1,3·10 ⁴	1,1·10 ⁴	0,9·10 ⁴	0,86·10 ⁴	0,78·10 ⁴	0,72·10 ⁴	0,67·10 ⁴
Собственная частота rad/s I случай	21	16,7	14,5	13,1	12,0	11,1	10,7	10,2	9,8	9,4
Собственная частота rad/s II случай	18,7	14,5	12,6	11,3	10,5	9,8	9,3	8,86	8,49	8,2

$$K_{ГМТ} = \frac{N \cdot q_w \cdot P_p}{V_0 \left(\frac{P_0}{P_p} \right)^{1/N}} \quad (5)$$

где: N - показатель политропы, N=1,4;
 q_w - удельная производительность гидромашин (ИМР-2,5) $q_w=25 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3$;
 P_p - рабочее давление в гидросистеме, при номинальном крутящем моменте гидромашин (ИМР-2,5) $P_p=7,7 \text{ МПа}$;
 V_0 - объем аккумулятора, $V_0=10^{-2} \text{ м}^3$;

P_0 - зарядное давление аккумулятора, Pa.

Значения $K_{ГМТ}$ для различных зарядных давлений аккумулятора - P_0 приведены в табл. 1, в которой также приведены соответствующие значения ω_c при забурировании и полностью выдвинутом ставе (бурового станка 4СБШ-200-40 L=40 м).

Как видно из табл. 1, эффективное снижение крутильных колебаний в трансмиссии ВПМ возможно при зарядном давлении аккумулятора $P_0 \geq 0,6 P_p$.

Список литературы:

1. Кантович Л.И. Надежность и производительность шарошечных буровых станков // Тезисы докладов Всесоюзной. Конференции: «Рудник будущего» М, 1979, С 66.
2. Кантович Л.И., и др. Исследование нагрузки в двигателях вращательно - подающего механизма станков шарошечного бурения // Добыча угля открытым способом, № 11, 1973, С 17-19.
3. Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. - 6-е изд., перераб. и доп. - М.: Издательство МГГУ, 2007. - 680 с. ил. (ГОРНОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ).

УДК 622.232

© Байжабагинова Г.А., Муравьев О.П., Шеров К.Т. 2011 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ДОЛГОВЕЧНОСТИ И НАДЕЖНОСТИ РАБОТЫ ГОРНЫХ МАШИН

Байжабагинова Г.А., доцент кафедры «Технология машиностроения» Карагандинского государственного технического университета, канд. техн. наук; **Муравьев О.П.**, доцент кафедры «Технология машиностроения» Карагандинского государственного технического университета, канд. техн. наук; **Шеров К.Т.**, доцент кафедры «Технология машиностроения» Карагандинского государственного технического университета, док. техн. наук

Современная горнодобывающая промышленность характеризуется повышением уровня технической оснащенности. При этом применяются более развитые технологические схемы, требующие большого количества машин и аппаратов в технологической линии.

Работоспособность машины нарушается вследствие физического износа деталей; ее восстанавливают путем ремонта или замены деталей. С течением времени службы машины возрастает количество

повреждений и число деталей, подлежащих ремонту и замене.

Повышенные износы нарушают нормальное взаимодействие деталей в узлах, могут вызвать значительные дополнительные нагрузки, удары в соприкосновениях и вибрации, стать причиной внезапных разрушений [1]. С повышенными износами нередко связан недопустимый шум машин. Заедание или заклинивание деталей может привести к аварийной ситуации.

Таблица 1

Влияние различных причин на интенсивность и продолжительность отказов грунтовых насосов 8Гр, 8НП

Причины отказов	Интенсивность отказов, %		Продолжительность отказов, %	
	Насос 8Гр	Насос 8НП	Насос 8Гр	Насос 8НП
Неисправности вследствие износа рабочего колеса и улиты насоса	66,5	22,5	64,0	26,6
Мелкие неисправности насоса (ремонт сальников, подтяжка болтов)	15,3	5,0	0,5	1,3
Неисправности привода и устройств подвода электропитания	18,2	5,0	35,5	1,1
Неисправности зумпфа и трубопроводов, прокладок	-	67,5	-	71,0

ганцевой стали 110Г13Л, от многократного деформирования микрочастиц материала на поверхности трения происходит возникновение трещин и отделение частиц материала с поверхностного слоя.

Исследование надежности и долговечности горного оборудования было проведено на примере грунтовых насосов 8Гр (рис. 1), 5Гр, песковых насосов 8НП, используемых на обогатительных фабриках.

Данные насосы предназначены для перекачивания гидромассы с твердыми включениями и работают в тяжелых условиях. По данным исследований эксплуатации оборудования фабрики на надежность работы узла насосов влияют причины отказов, показанных в табл. 1.

Из табл. видно, что наибольшее количество отказов насосов 8Гр вызывается неисправностями, вызванными износом рабочего колеса и улиты.

Для определения эксплуатационных свойств насосов были сравнены показатели времени безотказной работы грунтовых насосов 8Гр по плану и полученным в ходе эксперимента данным (рис. 1).

В ходе исследований, с учетом причин отказов, наработка на отказ узла насосов 8Гр составляет 681,5–1076,5 h, вместо 850–1450 h; износ рабочего колеса, улиты – 1020–1860 h; износ от мелких неисправностей – 4500–6820 h; износ от неисправностей привода и устройств подвода электропитания – 3750–4090 h.

Наработка на отказ узла песковых насосов 8НП колеблется в пределах 600–1000 h, вместо 1300–2000 h; износ рабочего колеса, улиты – 2320–3360 h; износ от мелких неисправностей – 2100–10440 h; износ от неисправностей привода и устройств подвода электропитания – 3360–10440 h.

Используя статистические данные по эксплуатации чаш конусов, на предприятиях отмечено несоответствие сроков служб между необходимым значением и полученным в ходе исследований.

В зависимости от качества отливки и способа получения и изготовления деталей дробильного оборудования эксплуатационные свойства чаш конусов очень низкие.

Наработка на отказ броневых чаш составляет в среднем два месяца. Замена изношенных деталей должна осуществляться один раз в квартал.

Для обеспечения надежности работы деталей горного производства необходимо применить методы повышения износостойкости поверхностного слоя, работающих в агрессивных, гидроабразивных средах.

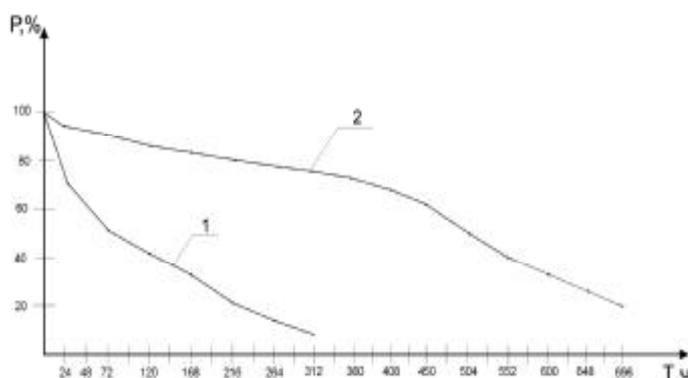


Рис. 1. Кривые распределения времени безотказной работы узла насосов 8Гр: 1 – экспериментальная кривая безотказной работы узла; 2 – теоретическая кривая безотказной работы узла

На процесс абразивного изнашивания оборудования горных машин может влиять природа абразивных частиц, агрессивность среды, свойства изнашиваемых поверхностей, ударное взаимодействие, нагрев и другие факторы.

Характерной особенностью работы машин обогатительного производства является поточность непрерывного технологического процесса. Все машины соединены в единую технологическую цепь аппаратов таким образом, что остановка или отказ в работе любой машины, составляющей эту цепь, приводит к остановке всей цепи и иногда всего производства. Чтобы не допускать подобных аварийных остановок, все без исключения звенья цепи, как машины, так и промежуточных устройств должны соответствовать срокам службы, т.е. выдерживать эксплуатационные периоды работы.

Серьезной проблемой является износ рабочих колес и корпусов насосов дробильного оборудования, изготовленных из высокопрочных материалов ИЧХ28Н2 и чаши конусной дробилки из высокомарганцовистых сталей 110Г13Л.

Износ деталей грунтового насоса относится к гидроабразивному, тогда как работа брони чаши в сопряжении с подвижным конусом конусных дробилок присутствует еще и усталостное изнашивание. На чаше конусной дробилки, изготовленной из мар-

Получение и изготовление деталей узлов насосов из износостойкого чугуна ИЧХ28Н2, чаш конусов из высокомарганцовистой стали 110Г13Л механическим способом является трудоемким [2], не обеспечивающим долговечность и надежность работы горных машин.

Уровень надежности работы узла грунтовых насосов с наработкой на отказ нельзя считать удовлетворительным. Поэтому повышение сопротивления изнашиванию можно достичь с помощью применения новых технологий изготовления оборудования, а именно с применением электроконтактной обработки [3], повышающей эксплуатационные качества деталей горных машин.

Износостойкость и долговечность деталей горных машин зависят от технологической наследственности, связанной с обработкой. Обычная механическая обработка не позволяет обеспечить ни производительность, ни долговечность деталей машин в период работы.

Выходом из создавшейся ситуации является применение новых методов электроэрозионной обработки, предназначенных для обработки жаропрочных и высокопрочных материалов [4].

Наиболее экономически выгодным способом и обеспечивающим вышеперечисленные характеристики является электроконтактный метод обработки.

Этот метод позволяет реализовать в месте обработки большие мощности и получить производительность, намного превышающую производительность других электроэрозионных методов при обработке высокопрочных и жаростойких сталей и сплавов.

Достоинством электроконтактного метода является его простота при высокой скорости съема металла и малом удельном расходе электроэнергии. Электроконтактная обработка осуществляется в воздушной и водяной среде при постоянном и переменном токе с использованием больших мощностей.

Список литературы:

1. Под ред. Н.С. Пенкина. *Повышение износостойкости горно-обогатительного оборудования*. – М.:Недра, 1992. -265с.
2. Давыдов А.С. *Перспективные технологические процессы электроконтактной обработки*. «Электрофизические и электрохимические методы обработки», М., 1978.
3. Бихман Б.М., Кравец А.Т. *Особенности процесса электроконтактной обработки в воздухе*. «Электрофизические и электрохимические методы обработки», №2, 1968.
4. Пивень Г.Г., Байжабагинова Г.А. *Повышение износостойкости и долговечности деталей горно-обогатительных машин*.//Труды Университета №1, Караганда, 2006, с.30-32.

УДК 622.022.1

© Эгамбердиев И.П. 2011 г.

ВЛИЯНИЕ ДИНАМИКИ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ НА ДОЛГОВЕЧНОСТЬ ОПОРНЫХ УЗЛОВ БУРОВЫХ СТАНКОВ

Эгамбердиев И.П., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук

Различие функций элементов оборудования, применяемого для бурения горных пород, и условия его работы определяют многообразие видов изнашивания рабочих поверхностей деталей. Так, для одной группы деталей характерно абразивное изнашивание под действием притертых жидкостей; для другой группы - интенсивное разрушение поверхностей трения при высоких удельных давлениях и при одновременном коррозионном воздействии среды; для третьей группы — усталостные виды изнашивания рабочих поверхностей и т.д. Известно, что одним из важнейших условий хорошей работы подшипников является выдерживание в них оптимальной величины зазоров [1-4].

Увеличение радиальных зазоров свыше оптимальных влияет на распределение нагрузок между телами качения, сокращает срок службы подшипников и приводит к увеличению вибрации. Уменьшение зазоров ухудшает способность шарикопод-

шипников воспринимать осевую нагрузку, приводит к увеличению в них трения скольжения при микропроскальзывании, приводит к выделению тепла. Величины оптимальных зазоров в общем случае зависят от условий работы подшипников.

В подшипниках качения различают начальный геометрический зазор, который устанавливается соответствующими нормативами и зависит от класса точности подшипника.

Зазор в подшипниках, установленных в опорном узле, будем называть посадочным; он меньше, чем начальный.

Это связано с контактными деформациями в местах посадки, с радиальными деформациями колец, вала и корпуса. Рабочий зазор, т.е. зазор в работающем подшипнике, равняется посадочному зазору минус температурные изменения зазора и плюс контактные деформации и износ тел качения и колец.

Температурные изменения зазора возникают в связи с тем, что внутреннее кольцо нагревается, как правило, больше, чем наружное, по причине того, что оно работает в условиях худшей теплоотдачи. Разница температур колец, как правило, доходит до $5-10^{\circ}\text{C}$.

Для обеспечения величины оптимального зазора очень важно правильно выбрать посадки в подшипниковых опорах. Выбор посадок зависит от характера нагружения подшипниковых узлов. Для опорных узлов буровых станков, учитывая циркуляционный характер нагружения, с ударами и вибрацией, наиболее целесообразными являются посадки с натягом внутреннего кольца на вал – п6 (по системе отверстия) и посадки с зазором наружного кольца в корпусе – К7 (по системе вала). Причем различные величины натягов и зазоров обеспечиваются выбором соответствующих отклонений шеек валов и отверстий корпусов. Общие указания по выбору посадок подшипников таковы [1-3, 5]: чем больше нагрузка и чем сильнее толчки, тем посадки должны быть более плотными, посадки крупных подшипников выбираются также более плотными, чем средних и мелких. Посадки роликоподшипников в среднем выбирают более плотными, чем посадки шарикоподшипников.

В связи с изложенными выше общими соображениями о величинах радиальных зазоров и методах их регулирования, следует сделать следующие замечания:

1. Неясно, как определить оптимальную величину радиального зазора.
2. Как показывает практика, в виду отсутствия надежных методов контроля, при монтаже и сборке требуемая точность посадок часто нарушается.
3. В процессе эксплуатации величина радиального зазора увеличивается из-за контактных деформаций и вследствие изнашивания.

Обследования, проведенные нами в процессе дефектации при ремонте опорных узлов, проведенных на рудо-ремонтных заводах, показали, что износ посадочных мест наружных колец подшипников может достигать величины 650 - 850 мкм, что более чем на порядок превышает величину начального зазора в этой посадке.

Причиной повышенного изнашивания «неподвижных» мест сопряжения «наружное кольцо – корпус» является, по нашему мнению, фреттинг. Развитие фреттинга приводит к разрушению поверхностных слоев в зоне контакта, а возможное периодическое проскальзывание наружного кольца в корпусе приводит к интенсивному изнашиванию предразрушенных фреттингом поверхностных слоев в местах сопряжения. Повышение величины суммарного рабочего зазора:

$$S_{\text{общ}} = S_n + S_c,$$

где S_n – радиальный зазор в подшипнике;

S_c – радиальный зазор в сопряжении наружное кольцо – корпус, приводит к виброударному режиму работы подшипников опорных узлов буровых станков.

Сказанное выше свидетельствует о насущной необходимости разработки методов, позволяющих контролировать изменение рабочего зазора в подшипни-

ковых опорах в процессе эксплуатации и при сборке. Для решения этой задачи потребовалось исследовать контактные взаимодействия в самом подшипнике и установить влияние на них величины радиального зазора.

Известно, что во всех случаях при контактировании упругих тел под нагрузкой формой контактной площадки является эллипс. В предельном случае, при контакте сферы со сферой, эллипс превращается в круг [1-4, 6]. Эпюра давлений на контактных площадках имеет форму полуэллипсоида, которая превращается в предельном случае (при контакте сферы со сферой) в полусферу.

Наибольшее контактное напряжение (МПа), рассчитываемое по теории Г. Герца и Н.М. Беляева в центре площадки контакта шарика и внутреннего кольца подшипника:

$$S_{\text{max}} = m\sqrt[3]{F \cdot E^2 \left(\frac{2}{D_u} - \frac{1}{r} \right)^2}, \quad (1)$$

где F – нагрузка на шарик, H ;

E – модуль упругости материала, MPa ;

m – коэффициент;

D_u – диаметр шарика, mm ;

r – радиус профиля желоба внутреннего кольца, mm .

Наибольшее контактное напряжение между роликом и внутренним кольцом:

$$s_{\text{max}} = 0,418\sqrt[3]{\frac{E \cdot F}{L_p} \left(\frac{2}{D_p} - \frac{1}{r} \right)^2}, \quad (2)$$

где D_p, L_p – диаметр и эффективная длина ролика, mm ;

r – радиус беговой дорожки внутреннего кольца.

В радиальных однорядных шарикоподшипниках при радиальной нагрузке F_r максимальные контактные напряжения:

$$s_{\text{max}} = 1800\sqrt[3]{\frac{F_r}{z \cdot D_u^2}}, \quad (3)$$

где z – число шариков, воспринимающих радиальную нагрузку.

Наибольшие контактные напряжения в радиальном роликоподшипнике с короткими цилиндрическими роликами:

$$s_{\text{max}} = 600\sqrt[3]{\frac{F_r}{z \cdot D_p^2 \cdot L_p}}. \quad (4)$$

В случае приложения осевой нагрузки на опорный подшипник ротора каждое из тел качения воспринимает нагрузку:

$$Q = \frac{P}{z \sin \beta}, \quad (5)$$

где P – осевая нагрузка на подшипник;

z – число тела качения;

β – угол контакта.

С учетом неравномерности приложения осевой нагрузки между телами качения вводится коэффициент $k=0.8$. Тогда:

$$Q = \frac{P}{z \cdot k \sin b}$$

В работе осевая нагрузка на подшипник ротора определена по данным фактической проходки скважин, приведенным в [1, 6].

Результаты расчета контактных напряжений могут быть представлены в виде:

- нагрузка на один шар P , $H - 12000$;
- размеры полуосей контактных площадок, $a=b$, mm , - 1,22;
- максимальные напряжения в центре площадки контакта σ_{max} , $MPa - 3840$;
- среднее напряжение на контактной площадке σ_{cp} , $MPa - 2560$;
- контактная деформация δ , $mm - 0,026$.

Помимо найденных значений контактных напряжений, обусловленных нагружениями подшипниковых опор силами, действующими при бурении, необходимо также определить контактные напряжения, которые возникают дополнительно из-за вибраций всего узла.

Добавочная динамическая нагрузка на элементы подшипника обусловлена действием сил инерции, проявляющихся в вибрирующем с угловой частотой ω_1 , узле

$$Q_H = M \cdot A \cdot \omega_1^2, \quad (6)$$

где M – масса опорного узла;

A – амплитуда колебаний узла ($A=S_{обш}$);

ω_1 - угловая частота вибраций узла.

В том случае, когда S не превышает заметно величины контактных деформаций тел качения и беговых дорожек, колебательные процессы внутри подшипника определяются контактной жесткостью. При увеличении зазора силы инерции вызывают виброударные процессы, что приводит к быстрому усталостному разрушению беговых дорожек. При расчете добавочной динамической нагрузки величина статических и динамических нагрузок и возможные частоты вибраций, передаваемых с забоя через буровую штангу на механизм вращателя, взяты из монографии Л.И. Кантовича и В.Н. Дмитриева [2, 6]. Результирующая нагрузка на подшипниковую опору при вращении вала, учитывая векторный характер действия сил

$$Q = \sqrt{\left(\frac{P}{z \cdot k \sin b}\right)^2 + Q_{ин}^2 + Q_{цб}^2}, \quad (7)$$

где $Q_{ин}$ – инерционная нагрузка, вызываемая вибрацией всего узла;

$Q_{цб}$ – центробежная силы инерции $Q_{цб} = D\omega_0^2$;

D - остаточный дисбаланс ротора;

ω_0 - угловая частота вращения.

Поскольку частота вращения бурового става мала, величиной центробежных сил инерции можно пренебречь.

Результаты расчета контактных напряжений в этом случае могут быть представлены в следующем виде:

- нагрузка на один шар P_c , $H - 20000$;
- размеры полуосей контактных площадок $a=b$, $mm - 1,45$;
- максимальные напряжения в центре площадки контакта σ_{max} , $MPa - 4775$;
- среднее напряжение на контактной площадке σ_{cp} , $MPa - 3180$;
- контактная деформация δ , $mm - 0,063$.

Таким образом, по найденным значениям контактных напряжений в опоре ротора при действии только усилий бурения ($\sigma_{max}=3840$ MPa) и при учете силы инерции ($\sigma_{max}=4775$ MPa) можно судить о существенном снижении долговечности подшипника во втором случае.

В работе [1-4] отмечается, что в зависимости от величины контактных напряжений на дорожках качения подшипников обнаруживаются различные виды изнашивания.

При небольших контактных напряжениях (не более 1500-2000 MPa), при условии наличия обильной смазки и хорошей изоляции от влаги и пыли, подшипник способен работать длительное время и на дорожках качения имеется только окислительное изнашивание.

С увеличением контактных напряжений (2000-4500 MPa) на дорожках качения обнаруживаются усталостные явления, которые выражаются в появлении усталостных выкрашиваний. И, наконец, при напряжениях, превышающих предел упругости, на дорожках качения возникают остаточные деформации (смятие).

Таким образом, при неблагоприятных условиях, возникающих вследствие динамического нагружения, максимальные контактные напряжения могут несколько превышать предел упругости (для стали ШХ15 для точечного контакта предел упругости 4500-5000 MPa), при этом возникают локальные остаточные деформации смятия, которые в дальнейшем при работе подшипника (даже при контактных напряжениях 2000 MPa), будучи уже предразрушенными, являются очагами возникновения усталостных выкрашиваний.

Список литературы:

1. Островский М.С. Триботехнические основы обеспечения качества функционирования горных машин. // Часть 2. –М. 1994. С.229.
2. Кантович Л.И., Дмитриев В. Н. Статика и динамика буровых шарошечных станков. М., Недра, 1984, 200 с.
3. Комиссар А.Г. Опоры качения в тяжелых режимах эксплуатации. Справочник. – М.: Машиностроение, 1987. 384 с.
4. Пирель Л.Я. Подшипники качения: Справочник. М.: Машиностроение, 1984. 542 с.
5. Солод Г.И., Радкевич Я.М. Управление качеством горных машин. –М. МГИ, 1984, 94 с.
6. Эгамбердиев И.П., Островский М.С. Исследование вибрационных методов оценки технического состояния буровых станков. //Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2007 г. - № 9. –С. 93-97.

РАСЧЕТ МАКСИМАЛЬНЫХ ТЕПЛОМЕХАНИЧЕСКИХ НАПРЯЖЕНИЙ В ПОВЕРХНОСТНЫХ СЛОЯХ БАНДАЖЕЙ КОЛЕСНЫХ ПАР ТЕПЛОВЗОВ ТИПА ТЭ10М ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ЧУГУННЫХ И КОМПОЗИЦИОННЫХ КОЛОДОК

Файзиев Б.Т., доцент кафедры «Локомотивы» ТашИИТ, канд. тех. наук; Арапбаев Е.Е., начальник отдела ЖДТ НГМК; Миродилов А.А., магистрант ТашИИТ

Вопрос повышения долговечности колесных пар локомотивов является актуальной проблемой. Однако до настоящего времени выполнено мало исследований сложного напряженного состояния поверхностных слоев и локальных объемов материала колесных пар локомотивов, обусловленного закономерностями импульсного контактного нагружения их при взаимодействии с рельсами на упругодеформируемом в пространстве основании, узлами экипажа и тяговой передачи локомотивов.

Опыт эксплуатации локомотивов типа ТЭ10М на магистральных участках железных дорог Узбекистана в зимнее время свидетельствует о возникновении у некоторых колесных пар на поверхностях гребней бандажей мелких трещин, развитие которых приводит к их разрушениям.

Обобщенные материалы расчетных исследований и анализа максимальных накопленных напряжений в поверхностных слоях бандажей колесных пар выполнены для тепловозов типа ТЭ10М. Они обусловлены явлениями периодического торможения локомотивов и ударного взаимодействия с рельсами (рис. 1, табл. 1).

Такая модель расчета принята со следующими допущениями. Для оценки максимальной мощности N_T , выделяющейся при торможении одной тормоз-

ной колодкой бандажа колесной пары тепловоза типа ТЭ10М, использовалась формула:

$$N_T = 2.345 K_j k V, \quad (1)$$

где K – действительная сила нажатия тормозной колодки, принятая для расчетов в пределах $K=(8.5-5.5) t$, согласно [1];

Φ_k – действительный тормозной коэффициент, величина которого определялась [2] для условий использования чугунных и композиционных тормозных колодок и скорости движения тепловоза;

$V=100, 90, 80, 72, 60, 50, 40, 30, 24.5$ km/h, в фор-

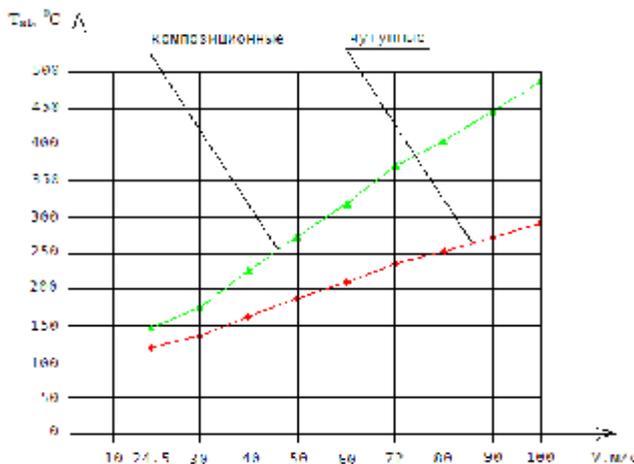


Рис. 1. График зависимости тепловой мощности и температуры поверхности катания бандажей от скорости движения локомотива

Таблица 1

Расчетные значения коэффициентов трения Φ_k , тепловой мощности N_T и максимальной температуры T_{MI} в поверхностном слое бандажа колесной пары

Параметры нагрева бандажа	V, m/s	Усилие K нажатия на тормозную колодку, T	
		Чугунные-8.5	Композиционные-4.15
Φ_k	27.8	0.0605	0.2071
$N_T, \text{ккал/с}$		33.52	56.03
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		291.9	487.9
Φ_k	25	0.0627	0.2109
$N_T, \text{ккал/с}$		31.24	51.31
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		272.1	446.9
Φ_k	22.2	0.0653	0.2152
$N_T, \text{ккал/с}$		28.89	46.49
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		251.6	404.9
Φ_k	20	0.0678	0.2189
$N_T, \text{ккал/с}$		27.03	42.61
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		235.4	371.1
Φ_k	16.7	0.0726	0.2255
$N_T, \text{ккал/с}$		24.16	36.65
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		210.4	319.2
Φ_k	13.9	0.0778	0.232
$N_T, \text{ккал/с}$		21.55	31.38
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		187.7	273.3
Φ_k	11.1	0.0847	0.2395
$N_T, \text{ккал/с}$		18.74	25.87
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		163.2	225.3
Φ_k	8.3	0.0944	0.2486
$N_T, \text{ккал/с}$		15.62	20.08
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		136.04	174.9
Φ_k	6.8	0.1015	0.2543
$N_T, \text{ккал/с}$		13.75	16.83
$T_{MI}, ^\circ\text{C}$		119.7	146.6

муду значение V вводилось в $[m/s]$;

$2.345=9.81 \times 0.239$ - коэффициент перевода единицы мощности из $тм/с$, $ккал/с$.

Принято расчетное время одного цикла торможения локомотива с поездом $t_T=40$ с, учитывающее среднюю длину тормозного пути 800 м при средней скорости торможения 72 km/h (20 m/s).

Принята функция распределения температуры в поверхностных слоях материала бандажей в виде:

$$T(z) = T_M \cos \frac{pz}{2z_k}, \quad (2)$$

где T_M – максимальная температура в поверхностном слое на поверхности бандажа радиуса R_1 , имеющего $z=0$,

z_k – расстояние до слоя с температурой $T(z)$ в конце цикла торможения t_T .

Учитывалось условие теплового баланса – поглощения тепловой энергии N_{Tt} за время $t=0 \div t_T$ половиной массы материала бандажа ($0.5G_B$) при теплоемкости этого материала C_K :

$$G_B C_K \frac{T_{M1}}{2z_k} \int_0^{z_k} \cos \frac{pz}{2z_k} dz = N_T t_T, \quad (3)$$

откуда определялась максимальная температура в конце первого цикла торможения:

$$T_{M1} = \frac{pN_T t_T}{G_B C_K}. \quad (4)$$

Расчеты ϕ_k , N_T и T_{M1} для новых бандажей тепловозов типа ТЭ10М, имеющих $z_k=0.075 \text{ m}$, $G_B=253 \text{ kg}$ и значения теплоемкости для диапазонов T_{M1} , выполнены от нуля до 100°C - $C_K=0.114 \frac{\text{ккал}}{\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}}$.

Расчетные значения коэффициентов трения ϕ_k , тепловой мощности N_T и максимальной температуры T_{M1} в поверхностном слое бандажа колесной пары тепловоза типа ТЭ10М после цикла торможения длительностью 40 сек. приведены в табл. 1, а график зависимости тепловой мощности N_T и температуры T_M поверхности катания бандажей от скорости движения локомотива представлен на рис. 1 [3].

Таким образом, на основании выполненных расчетов вытекает, что при скоростях движения $V=27.8 \div 6.8 \text{ m/s}$ температура нагрева поверхностного слоя бандажа колесных пар с композиционными колодками больше, чем у чугунных колодок при усилении нажатия на тормозную колодку силой 4,15-8,5 т.

Список литературы:

1. Справочник по электроподвижному составу, тепловозам и дизель поездам. Т.1 Под ред. А.Н. Тищенко. М.: Транспорт, 1976.
2. Подвижной состав и тяга поездов. Под ред. В.В. Деева и Н.А. Фурфрянского. М.: Транспорт, 1979.
3. Глущенко А.Д., Файзибаев Ш.С. «Машиналарнинг динамикаси ва мустақамлиги». Ўқув қўлланма.: Тош ТЙМИ. Тошкент 2004.

УДК 658.511.5

© Абдуазизов Н.А., Эгамбердиев И.П., Атакулов Л.Н. 2011 г.

КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМЫ «ГИДРОБАК-ОХЛАДИТЕЛЬ» ГИДРООБЪЁМНОЙ СИЛОВОЙ УСТАНОВКИ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Абдуазизов Н.А., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; Эгамбердиев И.П., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; Атакулов Л.Н., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук;

Энергия, теряемая в регулирующем контуре, превращаясь в тепло, повышает температуру рабочей жидкости, что снижает ее вязкость, увеличивает поток утечек и сопровождается, в свою очередь, прогрессирующим повышением температуры за счет дополнительной потери энергии утечек.

Повышение температуры приводит также к окислению рабочей жидкости и образованию различных осадков [1, 2].

Решая уравнение [3] относительно q (W) – теплового эквивалента мощности генерируемой гидро-

объемной трансмиссией и поглощенной системой, при заданной температуре окружающей среды t_0^0 имеем:

$$q = \frac{\sum_1^n k_i F_i}{1 - \exp \left\{ - \frac{\sum_1^n k_i F_i}{\sum_1^n G_i c_i} t \right\}} (t^0 - t_0^0), \quad (1)$$

где: t^0 - температура рабочей жидкости на выходе из

силового регулирующего комплекса (температура дренажного коллектора), град.

В свою очередь, тепловой эквивалент потерянной гидрообъемной трансмиссией мощности – E (Вт) [2] составит:

$$E = rc_1 Q (t^0 - t_0^0) = Q \Delta P \frac{1-h}{h}, \quad (2)$$

где t^0 – температура рабочей жидкости на входе в систему «гидробак-охладитель», равная температуре рабочей жидкости на выходе из силового регулирующего комплекса, град;

r – плотность рабочей жидкости, kg/m^3 ;

c_1 – удельная теплоемкость рабочей жидкости, J/kg град ;

Q – выходной поток рабочей жидкости, m^3/s ;

ΔR – перепад давлений в гидролиниях силового регулирующего комплекса, Pa ;

h – общий КПД гидравлического контура.

Естественно, что генерируемая силовой уста-

новкой карьерного комбайна потерянная мощность должна быть отведена в систему «гидробак-охладитель». Для нормальной работы системы «гидробак-охладитель»:

- в положительном диапазоне температур эксплуатации карьерного комбайна для поддержания коэффициента вязкости в пределах $\mu \geq \mu_{max}$ необходимо выполнение условия:

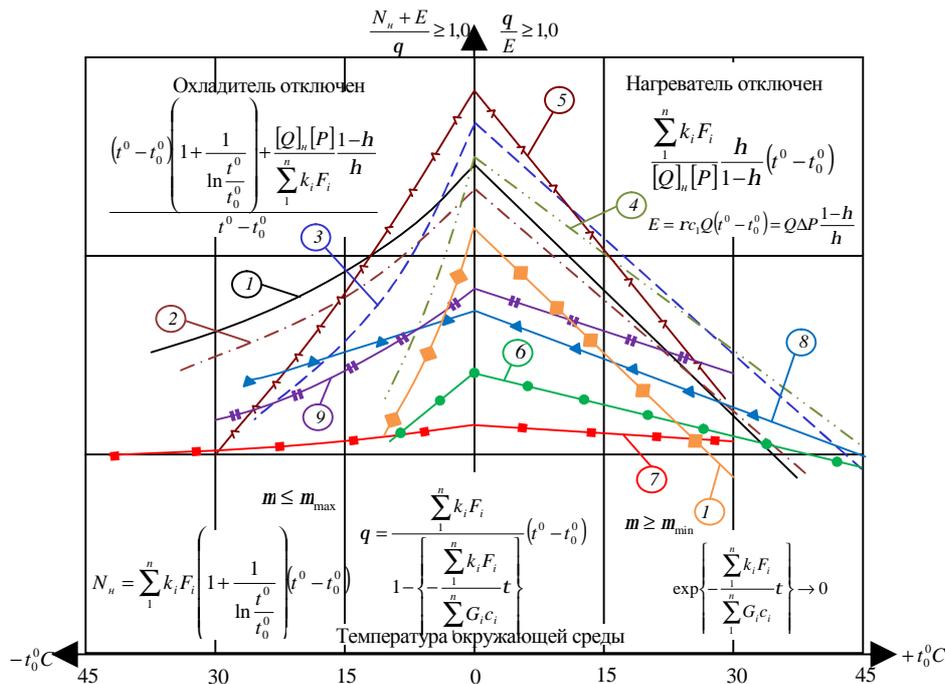
$$\frac{q}{E} \geq 1,0; \quad (3)$$

- в отрицательном диапазоне температур эксплуатации карьерного комбайна для поддержания коэффициента вязкости в пределах $\mu \leq \mu_{max}$ необходимо выполнение условия:

$$\frac{N_H + E}{q} \geq 1,0, \quad (4)$$

где N_H – мощность нагревателя бака, W .

В соответствии с известным уравнением [2] мощность нагревателя бака составляет:



Вид карьерного оборудования	Модель, № зависимости	Место эксплуатации	Температурный диапазон эксплуатации	
Гидравлические экскаваторы	ЭГО-6; ЭГ-8 «УЗТМ»	1	Россия, технический проект	-35°C÷+40°C
	ЭГО-4; ЭГ-5,5 «И.З»	2		
	CAT5130B – 16 m³	3	Киргизия, карьер «Кумтор»	-25°C÷+45°C
	R 992 «Либхерр» - 12 m³	4	Узбекистан, НГМК	-10°C÷+45°C
	H285 «Демаг» - 19 m³	5	Россия, Удаканское медное месторождение	-30°C÷+30°C
Буровые станки	M4 «Марион»	6	Таджикистан, Анзобский ГОК	-10°C÷+45°C
	ДММ «Ингерсола-Рандл»	7	Россия, Тулунский угольный разрез	-40°C÷+30°C
Карьерные комбайны	MTS250 «МанТакраф»	8	Узбекистан, НГМК	-20°C÷+50°C
	MTS2000 «МанТакраф»	9	Россия, разрез Талдинский	-30°C÷+30°C
Компактные роторные экскаваторы	ЭРГ-800 НПК «Стройкарьермаш» K _f =150 МПа, Q=1250 m³/h	10	Россия, технический проект	-10°C÷+30°C

Рис. 1. Критерии оценки температурной адаптации гидрофицированного карьерного оборудования: 1-10 - № зависимости, см. в вышеприведенной таблице

$$N_H = \sum_1^n k_i F_i \left(1 + \frac{1}{\ln \frac{t^0}{t_0^0}} \right) (t^0 - t_0^0), \quad (5)$$

где t_0^0 - минимальная температура бака, при которой могут работать гидромашин силовой регулирующего комплекса карьерного комбайна без нагревателя, град.

Далее, учитывая, что длительность переходного процесса - t намного меньше длительности рабочего цикла, например, рассматриваемого нами карьерного комбайна, с достаточной степенью точности можно принять, что:

$$\exp \left\{ - \frac{\sum_1^n k_i F_i}{\sum_1^n G c_i} t \right\} \rightarrow 0,$$

тогда при полном использовании установленной мощности насосов силовой установки комбайна, уравнения (3) и (4) с учетом (2) и (5) в положительном диапазоне температур эксплуатации $t_{0\max}^0 \geq t_0^0 \geq 0^0 C$ карьерного комбайна принимают вид:

$$\frac{\sum_1^n k_i F_i}{[Q]_n [P] 1-h} h (t^0 - t_0^0) \geq 1,0, \quad (6)$$

где: $[Q]_n$ - номинальный выходной поток рабочей жидкости насосной станции силовой установки

карьерного комбайна, m^3/s .

В свою очередь, в отрицательном диапазоне температур эксплуатации $t_{0\min}^0 \leq t_0^0 \leq 0^0 C$ карьерного комбайна уравнения (3) и (4) с учетом (2) и (5) принимают вид:

$$\frac{(t^0 - t_0^0) \left(1 + \frac{1}{\ln \frac{t^0}{t_0^0}} \right) + \frac{[Q]_n [P] 1-h}{\sum_1^n k_i F_i h}}{t^0 - t_0^0} \geq 1,0. \quad (7)$$

Анализ уравнений (6) и (7) (графическая интерпретация которых приведена на рис.1) свидетельствует, что использование их в качестве критериев температурной адаптации системы «гидробак-охладитель» силовой установки карьерного комбайна возможно только для апостериорной оценки уже созданной машины. В то время, как ранее выполненные исследования [3, 4] свидетельствуют, что производительная и надежная работа гидрофицированных горных машин обеспечивается практически эффективностью функционирования системы «гидробак-охладитель» рабочей жидкости.

Поэтому для априорной оценки эффективности ее функционирования, позволяющей еще на стадии проектирования машины определить рациональные параметры системы «гидробак-охладитель», следует выполнить целый комплекс исследований в направлении решения актуальной научной задачи изыскания рациональных параметров системы «гидробак-охладитель» для современных и перспективных конструкции карьерных комбайнов.

Список литературы:

1. Башта Т.М. *Машиностроительная гидравлика. Справочное пособие*, М., ГНТИ «Машиностроительной литературы», 1963, 523 с. с ил.
2. Ковалевский В.Ф. *Теплообменные устройства и тепловые расчеты гидропривода горных машин*, М.: «Недра», 1972, 224 с. с ил.
3. Абдуазизов Н.А. *Обоснование и выбор параметров системы «гидробак-охладитель» гидрообъемной силовой установки карьерного комбайна*, Канд. дисс., М., 2008, 143с. с ил.
4. Бродский Г.С. *Обоснование, выбор параметров и разработка систем фильтрации рабочих жидкостей для гидрофицированных горных машин. Автореферат докт. дисс.* М.: МГГУ., 2006, 44 с., ил.

УДК 654.9

© Мукумов А.Т. 2011 г.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ СИСТЕМ GPS НА РУДНИКЕ МУРУНТАУ

Мукумов А.Т., инженер-программист участка АСУ ГП рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

GPS-технология описана в ряде специальных изданий и представляет собой высокую технологию, которая в настоящее время широко используется при ориентации и управлении авиационными и морскими судами, автомашинами и т.д. Двадцать четыре GPS-спутника вращаются вокруг Земли на высоте 20200 km с периодом в 12 часов. GPS-приемники на

Земле вычисляют свои координаты, измеряя расстояния до четырех и более спутников. Спутники функционируют как опорные точки с заданными параметрами, которые передают название спутника, его координаты и сигналы точного времени. Расстояние до спутника вычисляется по временной задержке прихода сигнала от спутника до GPS-приемника. Про-

фессиональные GPS-системы позволяют измерять координаты практически чего угодно, преобразуя их в более чем 20 популярных форматов, среди них: ARC/INFO, AutoCAD, ArcCAD и др.

Существуют несколько подходов к увеличению точности, целостности данных и производительности GPS-систем, являющихся ключевыми характеристиками этой системы. Дифференциальный GPS позволяет с точностью фиксировать тысячи субметровых позиций в день. Суть метода состоит в использовании базовой станции с точно известными координатами, которые получаются при использовании высокоточного GPS-приемника путем накопления и усреднения данных. Базовая станция транслирует корректирующую поправку на мобильную GPS.

Размещая приемники на движущихся объектах (рис. 1), автомашинах, судах и прочее, и, обрабатывая поступающую от них в компьютер информацию, можно отобразить на дисплее положение этих объектов в выбранной системе координат, на карте дорог и т.д. Имея эту информацию, можно осуществлять управление движущимися объектами (в нашем случае автосамосвалами), их диспетчеризацию и решать задачи, связанные с их оптимальным распределением.

Применительно к автоматизированным системам управления автомобильным транспортом (АСУ АТ) карьера эта концепция состоит в том, чтобы разместить упомянутые выше GPS-приемники на автосамосвалах, а также пунктах их погрузки (экскаваторы, бункеры и др.) и пунктах их разгрузки (склады, бункеры ЦПТ, породные отвалы). Учитывая, что многие пункты загрузки и разгрузки являются стационарными (или малоподвижными), их координаты могут быть на определенное время зафиксированы.

Соединив все указанные GPS-приемники радиомодемом с центральным компьютером (рис. 2), используя необходимый радиокommunikационный и др. софтвер, с помощью этого компьютера можно осуществлять:

- визуализацию на дисплее и др. экранах положе-

ние автосамосвалов в пределах карьера и его промплощадки в реальном времени, контролируя выполнение этими автосамосвалами своих маршрутов, их остановки, а также своевременно фиксируя различные нештатные ситуации в распределении автотранспорта;

- накапливать необходимую справочную информацию и осуществлять оптимальное управление подвижным составом;

- использовать данные другими компьютерами, подключенными к локальной вычислительной сети.

Таким образом, АСУ АТ, созданная на основе GPS-технологии, позволяет успешно реализовать все функции управления автотранспортом карьера, избегая сложных и малоэффективных систем фиксации положения подвижных средств (автосамосвалов) на основе использования контрольных ретрансляторов, радиолокационных методов, вычисления ожидаемых координат автосамосвалов, а также др. методов их регистрации в конечных и промежуточных точках их маршрутов. Именно на этих, перечисленных выше принципах, были основаны предыдущие АСУ АТ карьера (система «Карат», «автосамосвал», подсистема автоматизированных систем управления технологии горных работ карьера «М» и др.). Их недостатки известны, и связаны они, прежде всего, с трудностью или невозможностью фиксации положения автосамосвала в любой момент времени. Кроме того, в настоящее время компания Modular Mining разрабатывает АСУ АТ с использованием GPS-приемников, однако, предлагаемые ею варианты предусматривают диалоговый режим управления без оптимизационных алгоритмов перераспределения транспортных средств. Технология GPS позволяет избежать этого и потому является единственной надежной основой для создания реально действующей АСУ АТ карьера.

Система АСУ АТ предназначена для автоматического контроля расположения и перемещения транспортных средств в карьере Мурунтау, а также для оптимизации и учета транспортировки горной массы от экскаваторов на место складирования, а также обладает следующими эксплуатационными особенностями:

1. Система предназначена для полного обслуживания парка технологического транспорта, связанного с транспортировкой горной массы карьера.

2. АСУ АТ выполняет функцию управления технологическим транспортом в карьере, суть которой заключается в следующем:

- автоматическое определение координат, отслеживание перемещений и отображение на мониторах диспетчерской службы транспортных средств в реальном масштабе времени при помощи GPS;

- автоматическое решение задач распределения и маршрутизации автосамосвалов между пунктами погрузки (рис. 3), экскаватор канатный гусеничный (ЭКГ), фронтальный погрузчик (ФРП) и др. и разгрузки с целью минимизации простоя указанных механизмов и обеспечения их эффективной работы;

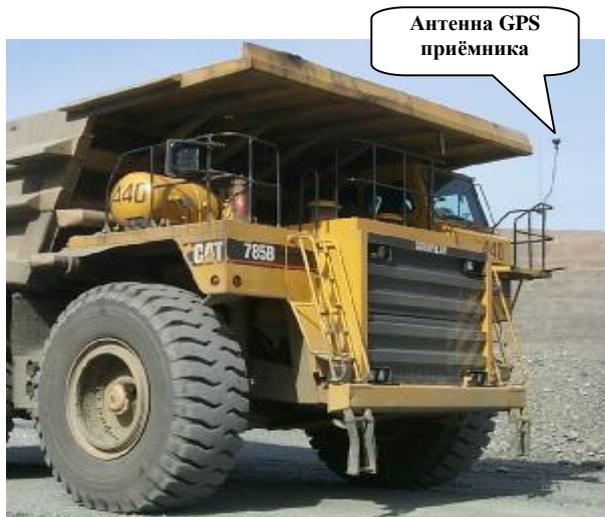


Рис. 1. Автосамосвал с GPS комплектом

- автоматический контроль и учёт объёмов транспортируемой руды и горной массы, а также архивирования графиков движения транспортных средств;

- автоматическая генерация отчетов по запросам пользователя, касающихся эффективности использования горных механизмов и объёмов горных разработок.

АСУ АТ сконструирована на базе технологии GPS, основные принципы которой описаны ниже. Система состоит из двух основных подсистем, одна из которых (подсистема мобильного позиционирования) представляет собой совокупность комплектов (модулей), расположенных на автосамосвалах и регистрирующих их координаты в процессе движения, а другая - подсистема диспетчерского управления, в которой указанные координаты принимаются по радиомодемной связи, вводятся в ПК, накапливаются в машинной информационной базе. В дальнейшем они обрабатываются при решении задач визуализации, диспетчеризации, контроля и выдачи отчетно-справочных материалов.

В настоящей версии АСУ АТ связь между двумя указанными подсистемами осуществляется через контрольные пункты въездных траншей (Запад и Восток).

В дальнейшем предполагается эту связь осуществлять «напрямую», используя специальные цифровые дисплеи, размещаемые в кабинах автосамосвала.

Благодаря тому, что в компьютер центрального пункта диспетчерского контроля непрерывно поступает информация о местонахождении каждого автосамосвала, а также содержатся координаты пунктов погрузки и отгрузки, АСУ может выполнять функции контроля за движением автосамосвала, функции визуализации, а также оптимально (по заданным критериям) переадресовывать автосамосвалы в случае изменения ситуации на пунктах загрузки и разгрузки. Последняя задача достигается с использованием компьютерных программ оптимизации, что и составляет одну из главных особенностей АСУ АТ данного типа.

Поэтому можно перечислить следующие основные конструктивные и функциональные особенности данной системы. К их числу относятся:

- использование технологии GPS для регистрации координат движущихся автосамосвалов в реальном времени;
- отсутствие радиорелейных, радиотрансляторных, локационных и др. средств определения место-

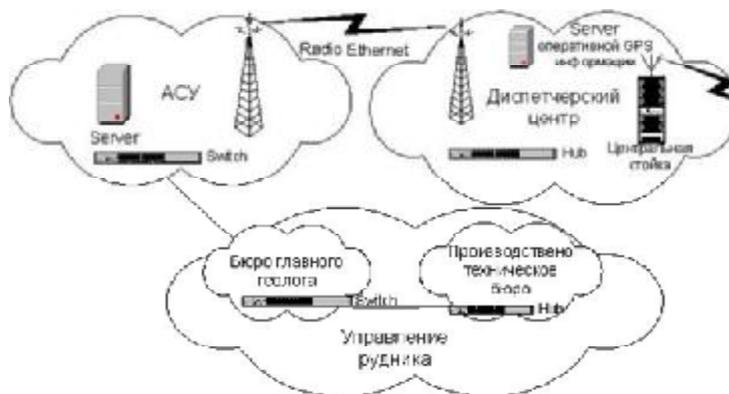


Рис. 2. Функциональная схема локально-вычислительной сети карьера Мурунтау



Рис. 3. Пример распределения автосамосвалов по экскаваторам

положения этих машин;

- автоматическая переадресация автосамосвалов в случае выхода из строя одного из пунктов и контроль над правильностью выполнения маршрутов.

В результате чего первые же месяцы эксплуатации GPS-системы АСУ АТ показали её высокую эффективность, поскольку впервые получена возможность реально контролировать положение каждого автосамосвала, оперативно перераспределять их маршруты при изменении ситуации в работе автомобильно-экскаваторного комплекса (остановка экскаваторов, дробильно-перегрузочных пунктов и др.).

Таким образом, АСУ АТ представляет собой структурный элемент общей системы управления открытыми горными работами, который по предварительным оценкам показывает, что использование разработанной системы позволяет на 8-10% повысить производительность технологического автотранспорта карьера.

К ВОПРОСУ ИЗУЧЕНИЯ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТКИ БАЗАЛЬТОВ НА КАЧЕСТВО ПРОДУКЦИИ

Курбанов А.А., доцент кафедры «Металлургия» НГГИ, канд. техн. наук; Жумаев А.А., соискатель НГГИ

В производстве продукции на основе базальтовой породы не отводятся отдельные операции на очистку или удаление из горных пород различного рода загрязнений, шламов, соли и т.п., которые в процессе переработки базальта могут отрицательно влиять на качество выпускаемых изделий.

В настоящее время в нашей стране широко практикуется переработка базальтов путем их измельчения с дальнейшим направлением для производства портландцемента, футеровки внутренней поверхности трубопроводов и переработки способом плавления в петругрическом производстве для каменного литья, изготовления волокнистых, а также теплоизоляционных материалов. Опыты показывают, что в отличие от продукции петругрического производства, продукции измельченных базальтов и теплоизоляционные материалы легко контактируются с окружающей средой и вызывают коррозию.

Однако исследования ученых показывают, что все минеральные волокна независимо от химического состава вступают в химическое взаимодействие с растворами, имитирующими среду, например, твердеющего бетона на портландцементе. По химической стойкости, определяемой по количеству поглощенного CaO , растворившегося SiO_2 , связанных щелочей и изменению прочности, минеральные волокна можно выстроить в ряд: бесщелочные, щелочные, кварцевые, базальтовые, циркониевые. Исследования зарубежных организаций, например, работы, проведенные лабораторией базальтовых волокон Института материаловедения АН Украины, НИИЖБ, ЦНИИПромзданий, ЛатНИИИстроительства, АрмНИИСВ, Basaltex Masureel Group, Department of Textiles (Ghent University Belgium) и др. также показывают аналогичные результаты. Тем не менее среди имеющихся информационных данных и исследований нет упоминания о коррозионной стойкости базальтов в цементных растворах, и все результаты направлены в положительные показатели минеральных волокон и в том числе базальтовых. [1-5].

Проведенные в НГГИ экспериментальные исследования по определению содержания загрязнений, шламов, соли и т.п. примесей (в дальнейшем примесей) в составе базальтов «Айдаркульского», «Асмансайского» и «Гавасайского» месторождений установлено, что засоленность базальтов «Айдаркульского» месторождения преимущественно отличается от засоленности базальтов «Асмансайского» и «Гавасайского» месторождений. Следовательно, в данном случае можно привести аналогичный факт другого источника. Установлено, что средняя засоленность всех орошаемых площадей Ферганской долины доходит до 28%,

Джизакской области 85,4% и Навоийской - 92,9. По мнению специалистов, засоленность почвы областей нашей республики резко отличается друг от друга в зависимости от содержания соли в грунтах [6.].

Разумеется, если почва содержит, например, больше солей, то в расположенных в тех местах базальтовых месторождениях также обнаружится аналогичная картина. В результате анализа внешнего осмотра базальтовых волокон, выпускаемых базальтоперерабатывающими предприятиями Узбекистана, обнаружено, что если базальт до переработки не подвергается промывке или очистке, то цвет волокон может приобрести темный, темно-зеленый, белый, серый и т.д. оттенки. Значит, по виду внешнего осмотра цвета волокон заранее можно получить информацию, даже после плавления базальта в печах, о том, какие примеси остались внутри продукта.

Как было отмечено выше, базальтоперерабатывающие предприятия страны мало уделяют внимание на последствиях останков вышеперечисленных примесей на базальтовых продукциях. Нам представляется, что эти последствия прикрываются под лозунгом «базальт экологически чистый минерал». Но, основываясь на полученных нами результатах исследований и другой имеющийся информации в литературных источниках, считаем, что при переработке базальтов необходимо учитывать содержание вредных примесей на поверхностях кусков базальтовой породы. Так как вредные примеси, содержащиеся на поверхности не переработанных базальтов, впоследствии могут отрицательно влиять на технологию переработки и на качество выпускаемой продукции, особенно: цемента, теплоизоляционных материалов и измельченного базальта для футеровки.

В настоящее время существуют достаточные способы очистки твердых минеральных ресурсов от различного рода загрязнений и других примесей. Однако в технических литературных источниках не было обнаружено информации об использовании рассматриваемых методов среди базальтоперерабатывающих предприятий. Исследования показывают, что существующие методы очистки минералов и руд могут быть применены к базальтам. Причиной тому является то, что базальтовая порода, как твердая масса, может содержать ненужные примеси только на внешней поверхности. Поэтому применяемые способы очистки базальтов должны иметь эффективное разрушительное воздействие для удаления примесей только на поверхности породы. При всем этом важным моментом является выбор самого дешевого способа очистки, который зависел бы именно от назначения отдельно взятой базальтовой продукции.

Экспериментально выявлено, что самыми оптимальными способами очистки базальтов от ненужных примесей являются: гидравлические, механические и химические методы. С точки зрения производительности и качества очистки от примесей базальтов особый интерес представляет применение гидравлического удара. Осуществление такого метода очистки впоследствии получил название «гидравлический метод очистки горных пород». Гидравлический метод очистки горной породы основан на создании ударной волны при взаимодействии жидкости с твердым телом, движущимся в жидкой среде. Под действием ударных нагрузок может происходить разрушение слоев примесей, прилипающих на поверхность породы. Для этого готовят промывочную жидкость, которая затем с помощью специального устройства и насоса подается в дисперсионную среду.

Гидравлический способ очистки основан на естественном осадке обломков, выбуренной породы под действием силы тяжести. Основным механизмом в очистительной системе для удаления из промывочной жидкости крупных фракций частиц выбуренной породы является вибрационное сито. Вибрационное сито представляет собой металлическую раму, установленную с помощью амортизаторов на прочной основе под некоторым углом к горизонту.

Заметим, что процесс очистки базальтов от примесей с помощью гидравлического метода представляет собой организацию проведения дополнительных мероприятий, связанных с созданием конструкции вспомогательных устройств. Значит умелое использование гидравлического метода, очистка базальтовых горных пород должны сопровождаться с достаточной производительностью, не влияя на повышение себестоимости продукции производства.

Полезные ископаемые вулканического происхождения, а также рудные богатства нашей планеты в процессе их формирования, образования, окисления коренных месторождений и в том числе имеющиеся на земле россыпи частично представляются в единой композиции или смеси минералов. Иногда полезные ископаемые встречаются в составе пустой породы, в смешанном состоянии с глинистыми веществами. Производители горно-металлургической отрасли народного хозяйства перед переработкой полезных ископаемых или их обогащением в первую очередь подвергают рудные или минеральные дары природы промывке или очистке от ненужных примесей. В данном случае представляет практический интерес применение способа очистки породы, получившего название «механического способа очистки».

Для использования очистки базальтов с помощью механиче-

ского метода была разработана структурная схема процесса, которая представлена на рис. 1. Схема технологического процесса механической очистки базальта от примесей полностью охватывает технологию переработки базальтов от примесей и солей. В данном случае предлагается осуществить очистку базальтов на стадии грохочения. По прилагаемому нами методу очистка базальтовой породы от примесей будет происходить на промывочной машине – бутаре, которая после дезинтеграции специализирована под грохочение.

Поскольку бутара может применяться как единственный аппарат полностью производящий операцию промывки, то она может быть использована для предварительного разрыхления полезных ископаемых и выделения их крупных кусков. Бутара успешно применяется при дезинтеграции легко- и средне-промываемых материалов благодаря выделению крупных фракций в процессе переработки минералов. Единственной преградой в таких случаях является разный размер отверстий стенки барабана. Поэтому меняя конструкцию барабана бутары, устанавливая с соответствующими размерами отверстия стенки, можно легко наладить машину для технологического процесса [7-9].

Обычно промывка минералов осуществляется после разделения материалов по крупности. Однако, изменяя существующую последовательность цикла, в нашем случае порода подается очистке от примесей после дробления, т.е. после разделения материала на более мелкие куски. Такой подход можно объяснить тем, что базальт в отдельных кусках, размер которых примерно колеблется в пределах +120-:-150 мм, может иметь примеси только на лицевой поверхности. Такими примесями могут быть, как указывалось выше: глинистые материалы, соли, различные шламы и т.д. После дробления породы на молотковом дробителе до класса крупности - 5 мм, на поверхности базальтовой породы могут остаться только пыль и, в некоторых случаях, следы грязи.

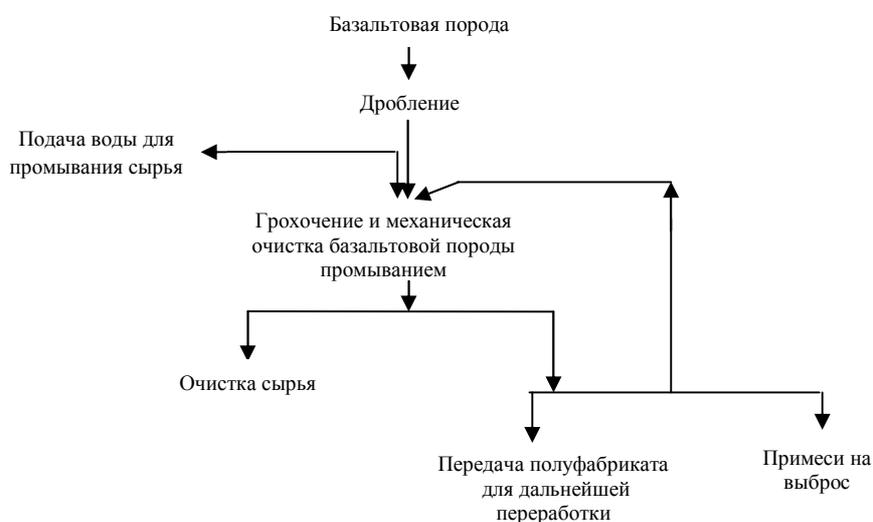


Рис. 1. Структурная схема процесса механической очистки базальта от примесей

Выявлено, что удаление примесей от поверхности базальтов на переоборудованной под грохочение специализированной бутаре становится выгодным, так как процессы грохочения и промывки базальтовых крошек одновременно сокращает затраты времени на технологический цикл.

Подобный подход к выполнению операций легко удастся с помощью решеточной стенки бутары, которая в данном случае играет роль сита и размер, который подогнан под размер крошек очень доступным образом.

Помимо вышеизложенных методов, нами отработан химический способ очистки базальтовой породы. Применение в нашем случае химического способа очистки базальтовой породы можно аргументировать следующим образом.

Среди крупных пор в отдельных участках породы встречаются более мелкие, относительно изометричные, заполненные калцедоновидным кварцем. В кварцах встречаются псевдопороды неагрегированного аморфного хлорита в очень мелких проявлениях.

Результаты анализа базальтов Узбекистана показывают, что на поверхности отдельных кусков базальта содержатся различные соли в виде сцементированной глины. Такими солями могут быть NaCl, KCl, CaCl, NaOH, HNO₃ и т.д., которые легко можно удалить в процессе дробления породы или промывки.

Основные составляющие базальта: оливин (структурная формула минерала (Mg, Fe)₂[SiO₄], которая объединяет: Mg, Fe, Si и O), пироксен (структурная формула минерала - R₂[Si₂O₆], которая объединяет такие химические элементы, как Mg, Fe, Si, Ca, Al, Na и O) и плаггиоклаза (структурная формула минерала- Na [Al Si₃O₈] и Ca [Al₂Si₂O₈], которая связывает химические элементы Si, Ca, Al, Na и в отличие от других минералов редко допускает примыкание во внутрь породы ненужных примесей. В процессе химического анализа образцов базальтов Узбекистана установлено, что метасиликат алюминия, который нерастворим в кислотах при плавлении с безводным Na₂CO₃, превращается в растворимые в воде соли натрия:



Обнаружено, что оксидные материалы, содержащиеся в составе базальтов Узбекистана и нерастворимые в кислотах, переводят в раствор, обрабатывая их щелочными, кислыми или окислительными расплавами в зависимости от характера анализируемых оксидов. Фосфаты обычно растворяются в кислотах, а некоторые нерастворимые фосфаты (такие, как фосфаты титана, циркония) переходят в раствор только после обработки щелочными расплавами.

Выявлено, что те примеси, которые обнаруживаются на поверхности породы в виде прилипающей грязи, соли, шлама и т.д. легко удаляются в процессе механической очистки. Остальные примеси могут выгорать в период плавления базальта при высоких температурах. В таком случае остается добавить, что нет необходимости применения химических очистителей на всех перерабатывающихся сырьевых материалах. Поэтому химические очистители необходимо использовать в тех случаях, когда в процессе внешнего осмотра породы обнаружатся труднорастворимые примеси.

Таким образом, отметим, что остатки на поверхности базальтов солей, шламов, глин и различного рода примесей могут способствовать преждевременной порче базальтовой продукции, вызывая коррозию в различных кислотных средах, разрушение и т.п.

Поэтому считаем целесообразным внедрение методов очистки в технологию переработки базальтов, на основе которых лежит выпуск качественной продукции различного ассортимента.

Заметим, что интерес к процессу очистки базальтов от примесей с использованием гидравлических методов очистки представляет собой организацию проведения мероприятий, связанных с реконструкцией бутары под грохочение, что доказывает приемлемость использования такого метода, который объединяет две операции, связанные с переработкой базальтовой породы. Установлено, что из всех известных в настоящее время методов очистки минералов и руд для базальтов самыми оптимальными являются гидравлические, механические и химические методы очистки.

Список литературы:

1. Махмудова В.Ш. «Разработка технологии получения низкотемпературных цементов с использованием базальтовых пород Узбекистана». автореферат дисс. на соис. ученой степени к.т.н., Ташкент, 2008 г.
2. Разработка технологии, конструкторской документации, изготовление и испытания опытно-промышленных партий композитных (стеклопластиковых и других видов) соединителей слоев бетона и трехслойных стеновых панелей. М.: НИИЖБ. 1999. стр. 34-46.
3. Пащенко А.А. Армирование неорганических вяжущих веществ минеральными волокнами. Наука - строителю производству. М.: Стройиздат. 1988.382 с.
4. Shuaib H., Ahmad George C, HoffMorris Schupack State-of-the-Art Report on Fiber Reinforced Concrete. Reported by ACI Committee 544, MCP2004.
5. Розенталь Н.К., Чехний Г.В. Коррозионностойкие бетоны особо малой проницаемости // Бетон и железобетон. 1998. №1. стр. 27-29.
6. Национальный доклад о состоянии окружающей среды и использовании природных ресурсов в РУз. «Ретроспективный анализ 1988-2007гг.». Т., 2008 г., стр.74-88.
7. Шафеев Р.Ш. и др. Промышленные испытания электровосстановления флотационной пульпы на Белоусовской обогатительной фабрике // Це. металлургия. 1970.№8, стр.83-86.
8. К вопросу изучения влияния ультразвука, магнитных полей и электрического тока на флотацию золота С.И. Черных, О.И. Рыбакова, Н.М. Лебедев, Т.И. Жирнова (ФГУП "Институт "ГИНЦВЕТМЕТ", ЧГТУ, ООО "Александра-Плюс")
9. Косова О.Ю. Установка для термической переработки пылевидного сланца // Горючие сланцы – альтернативный источник топлива и сырья. Фундаментальные исследования. Опыт и перспективы: материалы Междунар. науч. конф. – Саратов: СГТУ, 2007 г. стр. 108-112.

УВЕЛИЧЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ОБОРУДОВАНИЯ И КАЧЕСТВА АНАЛИЗА В ЦЛГАА

Раджабов Р.И., инженер-технолог ЦЛГАА рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Работа Центральной лаборатории гамма-активационного анализа рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК характеризуется высокой экспрессностью (время анализа одной пробы – 17 s) и тем, что при анализе не происходит разрушение материала пробы. Сущность гамма-активационного анализа простая: линейный ускоритель электронов (ЛУЭ-8-5а) облучает мишень, которая преобразует энергию ускоренных электронов в тормозное излучение гамма-квантов. Кванты активируют ядра атомов вещества пробы. Методика анализа позволяет измерить содержание золота с пределом определения до 0,5 г/т.

Количество проб золотосодержащей руды, поступающей в центральную лабораторию за последние семь лет, заметно выросло. К примеру, количество проб, привозимых рудником Восток, выросло почти в три раза, а рудником Даугызтау - примерно в два раза. Также увеличили доставку проб с Южного рудоуправления - Марджанбулака и Каракутана. Кроме этого, значительно увеличился объем проб и на руднике Мурунтау.

На рис. 1 мы видим, что общее годовое количество анализов, производимое для всех организаций в восьмидесятых годах, составило примерно 300 тыс., с 1996 по 2003 гг. - 500 тыс., с 2005 по 2008 гг. - 650 тыс. На сегодняшний день эта цифра поднялась до 830 тыс. Столь высокий показатель был достигнут совместными усилиями специалистов ускорительной, измерительной и технологической групп лаборатории. Стабильность работы ускорительной системы оказывает существенное значение на качество анализа в целом. Дело в том, что изменение счетов на эталонах более 5000 импульсов за два канала (двенадцать пройденных проб) ведет к погрешности в определении содержания золота на 15%. Модернизация ускорителя ЛУЭ-8 (установка новых систем СПИЭ - стабильное питание источника электронов, ССПС - система стабильного питания соленоидов, СПФС - стабильное питание фокусирующих соленоидов) позволило стабилизировать такие параметры, как ВМ (высокое напряжение магнетрона), ВНИ (высокое напряжение источника), токи соленоидов и токи фокусирующей системы.

Для создания волны СВЧ в секции ускорителя используется коаксиальный магнетрон – источник колебаний большой мощности. Его средний паспортный ресурс работы - 500 h. Стоимость магнетрона, закупаемого в России, 20 000 \$ США, что составляет в настоящее время до 40% затрат на анализ и в связи с

этим всегда стоял вопрос: как увеличить срок работы прибора. Это оказалось возможным при снижении напряженности СВЧ поля в пространстве катод-анод [1].

На рис. 2, а. показана область самовозбуждения магнетрона в координатах U_a, B .

Число n – это номер генерируемой моды волны в магнетроне. Область самовозбуждения находится ниже критической параболы.

Парабола критического анодного напряжения магнетрона описывается уравнением [2]:

$$U_{a \text{ кр}} = \frac{e \cdot B^2 \cdot d^2}{2 \cdot m},$$

где U_a – критическое анодное напряжение магнетрона;

B - магнитная индукция;

d - расстояние между анодом и катодом;

e - заряд электрона;

m - масса электрона.

Эту параболу называют критической. Если $U_a > U_{a \text{ кр}}$, генерация колебаний невозможна: все электроны попадают на анод не позднее, чем через половину периода циклоидального колебания [2].

Зависимость анодного напряжения для самовозбуждения многорезонаторного магнетрона дает уравнение Хартри [2]:

$$U_a = \frac{\omega_n \cdot (r_a^2 - r_k^2)}{2 \cdot (n + p \cdot N)} \cdot B - \frac{m \cdot r_a^2}{2 \cdot e} \cdot \left(\frac{\omega_n}{n + p \cdot N} \right)^2,$$

где ω_n - циклическая частота, соответствующая n - той моде колебания;

N - число резонаторов в магнетроне;

r_a - радиус анода;

r_k - радиус катода;

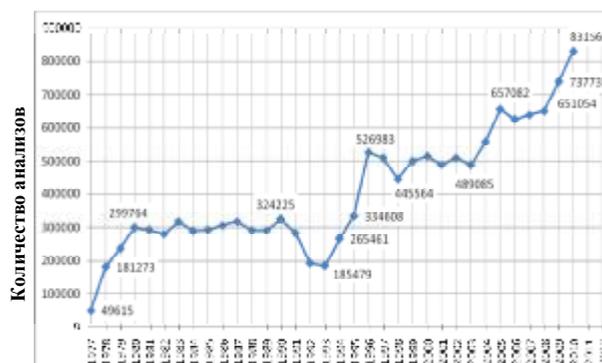


Рис. 1. График производительности ЦЛГАА по годам

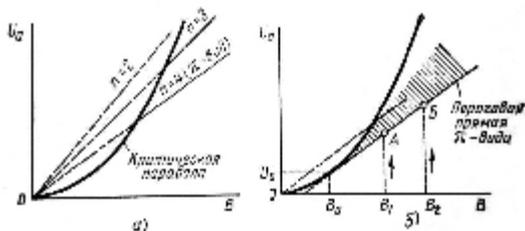


Рис. 2. Режимы работы магнетрона

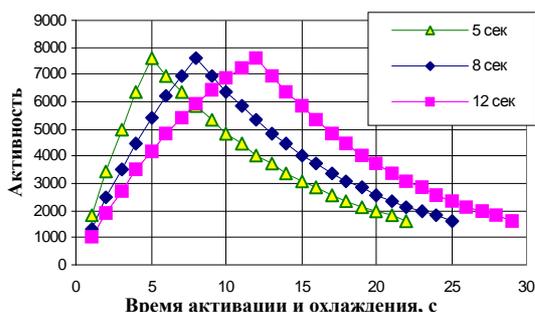


Рис. 3. График зависимости активности пробы (имп.) от времени активации и охлаждения

p – число, соответствующее вырожденной моде колебания.

Между линией Хартри и параболой критического режима находится зона генерации магнетрона, заштрихованная область на рис. 2, б. Уменьшение анодного напряжения в зоне генерации возможно до пороговой прямой. Точки В1 и В2 на рис. 2 – это значения магнитной индукции, соответствующей некоторым точкам А и Б на пороговой прямой Хартри. Генерация волн в магнетроне невозможна при $U_a \leq U_0$ или при $B \leq B_0$.

При уменьшении высокого напряжения магнетрона уменьшается и анодное напряжение, что, в конечном итоге, приводит к увеличению его ресурса. С другой стороны, уменьшение высокого напряжения ведет также к уменьшению счетов на эталоне, что недопустимо в виду увеличения статистической погрешности. Данную проблему можно решить увеличением времени облучения эталона. На рис. 3. приведены возможные варианты активации при 5 s, 8 s. и 12 s. Рисунок характеризует временной процесс активации и охлаж-

дения пробы.

Переход от 5 s облучения к 8 s позволил увеличить долговечность магнетрона почти в 2 раза. При 5 s облучения практика показала, что магнетрон работает в среднем около 350 h, а при уменьшении высокого и облучении в течение 8 s период работы магнетронов составляет в среднем более 750 h. Экономический эффект в течение года составляет приблизительно 0,1 млн. \$ США.

На качество анализа могут влиять неполадки в механике, так как при простое спектрометр успевает «остыть». Поэтому в ЦЛГАА проводятся ежедневные и еженедельные профилактические работы транспортной системы установок «Аура» и «Астат». При этом ежедневные профилактические работы проводят во время обеденного перерыва в работе смены. Пять лет назад они проводились утром перед работой. Такая перестановка позволила увеличить количество анализов за смену на 150.

В настоящее время, для управления установкой гамма-активационного анализа, в ЦЛГАА используется созданное более 10 лет назад программное обеспечение, работающее на персональном компьютере (ПК) под операционной системой DOS 6.22. Данное ПО управляет исполнительными механизмами (ИМ) (электромагнитами и двигателями) и получает информацию с фотодатчиков (ФД), обеспечивая перемещение контейнеров с материалом пробы по транспортной системе и проведение анализа пробы. Связь с ИМ и ФД осуществляется через набор блоков в системе КАМАК (БВЦ26 и БВЦ25). Связь с контроллером крейта КАМАК осуществляется через плату расширения с шиной ISA, установленную в ПК.

Из-за необходимости замены данной аппаратуры (по причине физического и морального износа) был заключен контракт со специалистами ВНИИТФА, которые предложили использовать для управления контроллер WINCON-8000 производства ICPDAS inc (рис. 4).

По замыслу инженеров измерительной группы контроллер WINCON-8000 и КАМАК будут дублировать друг друга, если один из них будет находиться в ремонте. На сегодняшний день идет подготовка контроллера WINCON-8000 к монтажу. Что касается группы технологической, то применение более мощных компьютеров и новых спектрометрических плат позволяет перейти от МСО (Метод спектральных отношений) к ММР (Метод множественной регрессии).

Восемь лет тому назад в ЦЛГАА для измерения наведенной активности измеряемых образцов использовался спектрометр типа PSI-I-007.

Этот спектрометр был разработан и изготовлен по заказу НГМК в лаборатории УГТУ. Он является встраиваемым в IBM PC и использует все аппаратные и программные ресурсы компьютера.



Рис. 4. Контроллер WINCON-8000 производства ICPDAS inc

Таблица 1

Порядок распределения химических элементов в стандартных образцах

№ образца	Распределение концентраций элементов
1,2	Th+Ba
3,4	Au
5,6	U+Ba
7,8	Au+U+Th
9,10	Hf+Th
11,12	Au+Hf+Ba
13,14	Hf
15,16	Au+U+Hf+Th+Ba
17,18	Пусто

Но у спектрометра PSI-I-007 имелось несколько недостатков. Спектрометр был разработан под аппаратную шину ISA, которая на сегодняшний день уже является устаревшей и отсутствует в современных компьютерах. Для обработки каждого спектрометрического импульса вызывалось аппаратное прерывание, что ограничивало загрузочную способность спектрометра в зависимости от быстродействия процессора и сильно загружало компьютер. Эти недостатки учтены и устранены в новом спектрометре PSI-U-001.

При определении содержания золота в навеске приходится учитывать мешающие элементы, например, уран, торий, гафний, барий, мышьяк и т.д. На сегодняшний день в ЛАА применяется метод спектральных отношений (МСО), позволяющий выделять в спектре пробы импульсы только от золота. Применение новых спектрометрических плат, а также более мощных компьютеров, позволяет реализовать в лаборатории следующий метод анализа – метод множественной регрессии (ММР). ММР является чисто математическим приемом определения коэффициентов в выбранном из физических соображений аналитическом выражении.

Применение ММР позволяет уменьшить относительную погрешность измерения содержания золота в руде на 30 процентов. Достоинства метода реализуются в полной мере при наличии определенного числа стандартных смесей, состав элементов в которых под-

бирается по определенным правилам. Порядок проведения анализа методом ММР:

1. Градуировка спектрометра.

2. Через установку прогоняется эталон, затем - стандартные образцы (СО) с известным содержанием золота. 3. Для расчета поправок на плотность используется такой же набор СО, но при этом один образец имеет минимальный вес (380 g), второй – максимальный (600-630 g).

Порядок распределения химических элементов в СО показан в табл. 1. При обработке данных измерения СО концентрацию золота в пробе можно рассчитать как [3]:

$$c_1 = \frac{c}{m_0} \left(b_0 + \sum_{j=1}^5 b_{1j} N_j \right),$$

где m_0 – среднее значение массы всех проб, в которых производится измерение;

χ - величина, обратная эталонировочному коэффициенту;

b_0 - коэффициент, учитывающий фон;

b_{1j} - первая строка матрицы A^{-1} , N_j - счета в j – ом аналитическом окне.

Таким образом, рассмотрены пути развития ускорительной, измерительной и технологической групп в лаборатории активационного анализа за последние несколько лет. Увеличение надежности аппаратуры, использование её в наиболее экономичном режиме позволило увеличить производственную эффективность до максимума. Применение новых методов анализа позволило увеличить также его качество.

Список литературы:

1. Кукарин С.В. «Электронные СВЧ приборы». Москва, «Радио и связь», 1981г.
2. Лебедев И.В. «Техника и приборы СВЧ». Москва, «Высшая школа», 1970г.
3. Руководство по эксплуатации еИ2.840.038 РЭ-ФО, стр. 63, Москва, ОАО «НИИТФА».

УДК 621.91.01

© Кушназаров И.К., Муртазаев Р.Б., Санакулов Р. 2011 г.

ИЗНОС КРУГЛЫХ САМОВРАЩАЮЩИХСЯ РЕЗЦОВ

Кушназаров И.К., зав. кафедрой «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук; Муртазаев Р.Б., старший преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ; Санакулов Р., старший преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ

При ротационной обработке самовращающимся резцом по передней поверхности стружка перемещается со скоростью V_R практически по радиусу резца. Поэтому риски износа на передней поверхности резца имеют радиальное расположение; сам износ наблюдается только при сравнительно малых углах β_u . Точка режущей кромки, а при наличии некоторого износа – точки поверхности фаски из-

носа описывают в обрабатываемом материале при каждом обороте резца на угол кривую АВ, при этом вектор $\vec{\omega}$ поворачивается относительно оси резца на угол $\beta_s + \beta_i$ (рис.1). Естественно, что в диаметральном сечении резца по режущей кромке формируются мгновенные площадки износа, параллельные вектору $\vec{\omega}$, с ориентацией относительно оси резца под углом β (рис. 1-3, табл. 1-2).

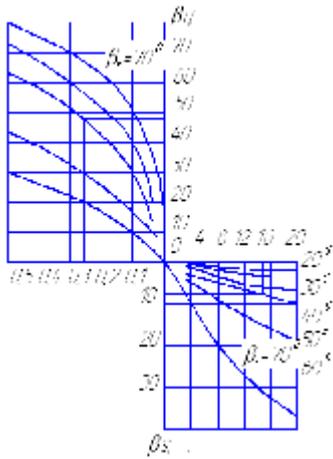


Рис. 1. Изменение кинематических углов резания γ и α : пример при $R=20$ mm; $\beta_1 = -50^\circ$, $l = 5$ mm, $S = 3$ mm, $\Delta\gamma = \Delta\alpha = \beta_1 + \beta_2 = 54^\circ$

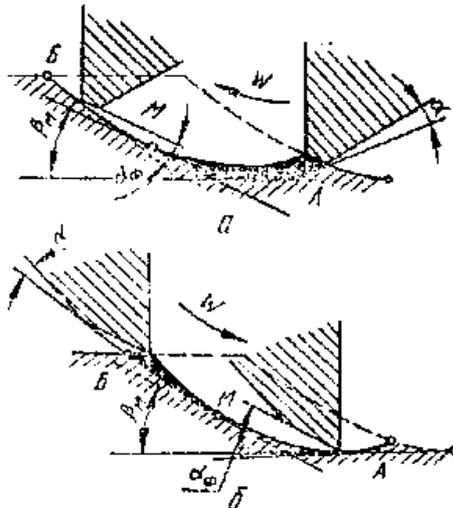


Рис. 2. Схема резания частично затупившимся резцом

Пусть наибольшая интенсивность износа будет в средней части дуги АБ, т. е. около точки М (рис. 2), тогда фаска износа должна формироваться в основном под углом β_m . Резание частично затупившимся резцом на участке АМ при прямом резании (на участке БМ при обратном) будет сопровождаться смятием материала из-за отрицательного значения заднего угла. В общем случае можно ожидать, что изношенная поверхность в радиальном сечении резца будет представлена в виде фаски износа, наклоненной относительно оси режущей кромки на угол в пределах $\beta_A - \beta_B$.

Вид износа самовращающихся твердосплавных резцов носит следы термоусталостного разрушения. Особенно интенсивное термоусталостное разрушение твердосплавных пластинок наблюдается при

резании жаропрочных материалов с охлаждением поливом [1]. Количество T и средняя протяженность трещин l увеличиваются в процессе резания с ростом числа оборотов резца n_Σ .

При резании твердым сплавом с углами $\beta_1 < \beta_2$ образование трещин дополняется чешуйчатым скалыванием материала пластинки с передней поверхности резца. Происходит это потому, что при $v_R > 0$ образуются участки контакта со схватыванием между материалами резца и стружки, а затем следует отрыв частичек материала резца по поверхностям, ослабленным термическим напряжением (рис. 1).

Из сказанного выше, можно сделать вывод о том, что влияние термоусталостных явлений на износ самовращающихся резцов, выполненных из различных материалов, проявляется в следующем: 1) на быстрорежущих резцах термоусталостное разрушение режущей кромки, хотя и проявляется в виде радиальных трещин, но сами термоусталостные явления на период стойкости инструмента практически влияния не оказывают; 2) на твердосплавных резцах сетка радиально расположенных трещин образуется довольно быстро, а затем появляются выкраивания отдельных зерен сплава и целых блоков; 3) процесс износа резца протекает преимущественно на базе термоусталостных разрушений.

Для применяемых режимов резания характерно, что с увеличением скорости v , глубины t и подачи S период стойкости инструментов, как правило, снижается. Это положение будет справедливо и

Таблица 1
Сравнительные данные стойкости резцов

Резец	Сравниваемые показатели	$v, m/s$				
		0,8	1,03	1,4	1,9	2,2
Обычный	T_1, s	5,6	1,8	0,36	0	0
	$a_1, mkm/m$	112	290	1000	—	—
Самовращающийся	T_2, s	3550	2160	1440	1020	360
	$A_2, mkm/m$	4,5	5,8	6,4	6,6	16
	T_2/T_1	630	1200	4000	—	—

Таблица 2
Предельные скорости V при точении титана марки ВТ 3

Сравнительные показатели	Резец обычный из		Резец самовращающийся при l			
	стали Р18	сплава ВК8	30	45	58	75
$v, m/s$	0,28	1,72	0,62	0,77	1,08	3,25
T, s	12	6	1	102	180	48
l	1	1	22	27	36	66
$a, mkm/m$	85	42	970	103	44	127

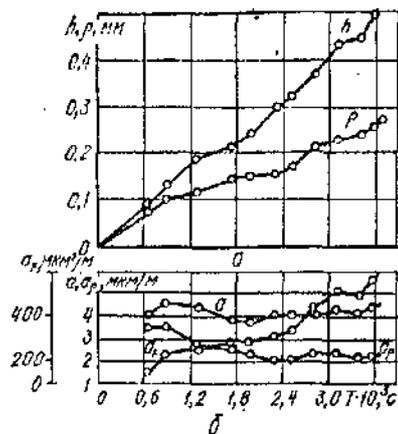


Рис. 3. График накопления износа h, r режущей кромки по времени T (а) и соответствующие этому износу интенсивности a, a_p и f, f_1 (б): резец из стали Р18, $R=13$ mm, $\beta_1 = -58^\circ$, $\mu_{np} = 0,035$, $s = 0,76$ mm/об, $t = 1$ mm, $V = 0,8$ m/s, обрабатываемый материал — сталь ШХ15

для инструментов с самовращающимися резами.

Увеличение скорости v приводит к непрерывному снижению периода стойкости резца T (рис. 3). Оптимальное значение v по условию Q_{Cmax} равно примерно 0,33 м/с. Представляют интерес установки предельно возможной скорости v для самовращающихся и обычных резцов. В табл. 1 сведены результаты стойкостных испытаний резцов стали Р18 при точении стали ШХ15 ($R=13$ мм, $\beta\gamma=-58^\circ$, $s=0,76$ мм/об, $t=1$ мм). Здесь увеличение предельной скорости v почти в три раза стало возможно вследствие сокращения длины пути резания $i=25,7$ и рез-

кого снижения интенсивности износа «а» самовращающегося резца.

По аналогичной методике были определены предельные скорости v при точении сплава титана марки ВТ 3 ($S=0,52$ мм/об, $t=0,5$ мм $h=0,3$ мм). Сравнивались обычные резцы из стали Р18 и сплава ВК8 и самовращающиеся стали Р18 с различными углами $\beta\gamma$ (табл. 2).

Список литературы:

1. Землянский В.А. – Самолетостроение и техника воздушного флота, 1985, вып.2.

УДК 658.15

© Ашурова Н.Б., Сулаймонова Ш.М. 2011 г.

ТАДБИРКОРЛИК ФАОЛИЯТИНИ КРЕДИТЛАР ЁРДАМИДА РАҒБАТЛАНТИРИШ ВА ҚЎЛЛАБ-ҚУВВАТЛАШНИНГ АФЗАЛЛИКЛАРИ

Ашурова Н.Б., НДКИ «Иқтисодиёт ва менежмент» кафедраси, иқтисод фанлари номзоди; Сулаймонова Ш.М., талаба НДКИ

Жаҳон молиявий-иқтисодий инкирози шароитида кичик бизнес ва хусусий тадбиркорлик фаолиятини кредитлар ёрдамида рағбатлантириш ва қўллаб-қувватлаш энг устувор вазибалардан биридир. Жамиятдаги ҳар бир иқтисодий фаолиятни бошланиши давлатнинг яқиндан туриб берган молиявий ёрдами туфайли ривожланиб, такомиллашиб бориши мумкин. Жумладан, Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2009 йил 15 майдаги “Тадбиркорлик фаолиятини янада қўллаб-қувватлаш ва ривожлантириш чора-тадбирлари тўғрисида”ги ПК-1112-сонли қарорида кичик ва хусусий тадбиркорликни қўллаб-қувватлашда банкларнинг ролини ошириб боришга алоҳида эътибор берилган.

Кичик ва хусусий тадбиркорлик корхоналарини асосий фаолияти банклар билан чамбарчас боғлиқ бўлиб, улар олиб бораётган фаолият хом ашёни сотиб олиш, ишлаб чиқарилган товарлар, кўрсатиладиган хизматларга ҳақ тўлаш, иш ҳақи билан ишловчиларни таъминлаш, турли тоифадаги корхоналар, фирмалар, юридик шахслар билан бўладиган иқтисодий муносабатлар, яъни олинган фойдадан, даромаддан солиқ тўлаш, транспорт, коммунал хизматлар учун тўловларнинг барча турлари, ўз навбатида олинган кредитлар ҳам, бошқа ҳисоб-китоблар ҳам банклар орқали амалга ошади. Жаҳон хўжалигини муҳим хўжалик юритиш қисми бўлган кичик ва хусусий тадбиркорлик корхоналарини барча фаолияти банклар билан боғланганлиги бугунги кунда ҳаммага маълум. Банк операциялари пассив ва актив операциялардан иборат бўлиб, пассив операциялар пул маблағларини маълум бирор йўналишга сафарбар

этишга қаратилган. Банклар пассив операциялар орқали жамғармаларни ва вақтинчалик бўш турган маблағларни ишлаб чиқаришга сафарбар этиш орқали фойда олади.

Барча мулк эгалигининг кичик ва хусусий тадбиркорлик шаклидаги корхоналар ўз фаолиятида турли банклар билан муомалада бўладилар. Бу жараён, аввало, олдингиларидан фарқ қилган ҳолда анча мураккаб ҳисобланади, чунки олдинги жараёнлар асосан корхоналар орқали банк ўз фаолиятини олиб борганлиги билан характерланади. Тадбиркорлик фаолияти шаклланиши туфайли банклар хусусий мулк эгалари ва кичик корхоналар фаолияти билан боғлиқ операцияларни бажаришга ўз имкониятларини сафарбар этиб борадилар. Тадбиркор ўз жамғармасини Ўзбекистоннинг турли банкларида ўз ҳисоб рақамида сақлаши, кредит ва касса операцияларини бажариш ҳуқуқига эга ҳисобланади.

Кичик бизнес секторидан чиқарилаётган маҳсулотнинг ўсиш суръатлари ва ҳажми кейинги йилларда жадал суръатларда ошиб бормоқда, бу корхоналар сони, меҳнат самарадорлигининг ортиши ва янги технологияларнинг жорий этиши билан боғлиқ бўлмоқда.

Хукуматимиз томонидан тадбиркорлик субъектларининг ташқи иқтисодий фаолиятини кенгайтириш мақсадида улар учун қулай шароитлар яратилмоқда. Шулар жумласидан айтишимиз мумкинки, тадбиркорларимиз четдан технологик асбоб-ускуналарни олиб киришда импорт божларини тўлашдан озод қилинганлиги, бу эса ўз навбатида Республикаимизга янги технологияларни олиб кириш, кичик бизнес корхоналарига жаҳон бозорида

ракобатбардош маҳсулотларни ишлаб чиқариш ва экспортга сотиш имконини бермоқда.

Бугунги кунда тижорат банкларининг олдига қўйилган энг асосий вазифа республикаимиз таъриқини белгиловчи сектор - кичик ва хусусий тадбиркорликни етарлича молиявий ресурслар ва хизматлар билан таъминлашдир. Кичик ва хусусий тадбиркорлик аҳоли зич жойлашган худудларда ишсизлик муаммосини ҳал қилади. Шу сабабли банк тизимида кредитлаш механизмини такомиллаштириш бўйича чора-тадбирлар амалга ошириб келинмоқда.

Республикаимиз Президенти тижорат банклари олдига кичик ва хусусий тадбиркорлик субъектларини имтиёзли муддатларда кредитлашни устувор вазифа қилиб қўйдилар. Кичик ва хусусий тадбиркорликнинг тараққий этиши республикаимиз иқтисодиётини ривожланиши билан чамбарчас боғлиқдир.

Айни пайтда тижорат банклари кредитларининг катта қисмини кишлоқ хўжалик маҳсулотларини қайта ишлайдиган корхоналарга йўналтирилмоқда. Кичик ва хусусий тадбиркорлик корхоналари банкдан олган кредитидан фойдаланиб, фаол ривожланмоқда, маҳсулот ишлаб чиқариш ҳажми ва турларини кўпайтирмоқда, ички истеъмол бозорини зарур товарлар ва хизматлар билан тўлдирмоқда, соғлом ракобат кучаймоқда, энг асосийси, долзарб муаммолардан бири ҳисоблангани аҳолини иш билан бандлик даражасини оширилиши таъминланмоқда ва фойда олинмоқда.

Республикаимиздаги барча тижорат банклари томонидан кичик ва хусусий тадбиркорликни молиявий жиҳатдан қўллаб-қувватлаш учун амалий ишлар олиб борилмоқда.

Президентимиз ўз асарларида Инқирозга қарши чоралар дастурининг бўлимлари – белгиланган мажмуий чора-тадбирлар ҳақида тўхталиб ўтиб, мазкур чора-тадбирлар орқали ҳал этилиши лозим бўлган асосий вазифаларни белгилаб бердилар.

Ана шундай вазифалардан бири – корхоналарни модернизация қилиш, техник ва технологик қайта жиҳозлашни янада жадаллаштириш, замонавий, мослашувчан технологияларни кенг жорий этишдир. Бу вазифа, авваламбор, иқтисодиётнинг асосий тармоқлари, экспортга йўналтирилган ва

маҳаллийлаштириладиган ишлаб чиқариш қувватларига тегишлидир. Шунга қўра, ушбу тармоқлардаги корхоналарни бир қатор асосий йўналишлар бўйича қўллаб-қувватлашни амалга ошириш мақсадга мувофиқ ҳисобланади.

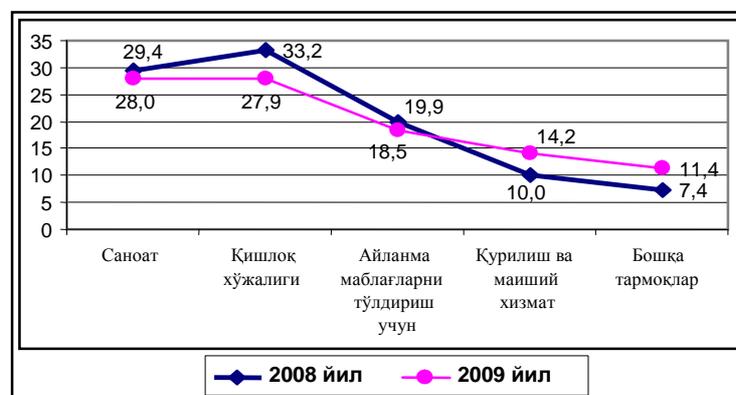
Ушбу белгилаб берилган вазифалардан бири - тадбиркорлик фаолиятини банк кредитлари орқали қўллаб-қувватлаш борасида эришилаётган натижаларга тўхталиб ўтмоқчимиз. Президентимиз ўз асарларида “2009 йилда хизмат кўрсатиш ва кичик бизнес соҳасини аҳоли бандлигини таъминлаш ва ҳаёт даражасини оширишнинг энг муҳим омили сифатида янада жадал ривожлантириш – устувор вазифа бўлиб қолади” деб белгилаб бердилар [1].

2009 йилда кичик бизнесни янада қўллаб-қувватлаш вазифаси ҳар қачонгидан қўра муҳим аҳамият касб этмоқда. Чунки кичик бизнес янги-янги иш ўринларини яратиб, бизнинг шароитимизда иш билан банд аҳоли даромадининг 70 фоиздан ортигини ташкил этмоқда.

Шу сабабли Инқирозга қарши чоралар Давлат дастурида кичик бизнесни ривожлантиришни рағбатлантиришга алоҳида эътибор қаратилган. Ушбу чора-тадбирлар солиқ ва кредит имтиёзлари билан бир қаторда, кичик бизнес ва хусусий тадбиркорликни ривожлантириш учун қулай бизнес муҳитини яратиш мақсадида институционал ислохотларни янада чуқурлаштиришни ҳам ўз ичига олади. Жумладан, янги ташкил этилаётган кичик ва хусусий корхоналарни қўллаб-қувватлаш мақсадида Имтиёзли кредит жамғармасининг ресурс базасини икки баробар ошириш кўзда тутилган.

2009 йил 21 майда Ўзбекистон Республикаси Президентининг 2009 йил 15 майдаги «Тадбиркорлик фаолиятини янада қўллаб-қувватлаш ва ривожлантириш чора-тадбирлари тўғрисида» ги ПК-1112-сонли қарорини ижро этиш тўғрисидаги вилоят ҳокимининг 125-сонли қарори қабул қилинди. Ушбу қарорнинг бажарилишидан келиб чиққан ҳолда айтишимиз мумкинки, кичик ва хусусий тадбиркорликни ривожлантириш ва уларни молиявий қўллаб-қувватлаш, кредитлаш бўйича 2009 йил 9 ойи давомида 54,6 млрд сўмлик кредит ажратилиб, ушбу маблағ миқдори ўтган йилнинг шу даврига нисбатан 193,7 фоизга ошди. Ушбу натижаларни куйидаги чизма орқали тасвирлашимиз ва таҳлил қилишимиз мумкин (1-чизма).

Навоний вилоятида мавжуд тадбиркорлик субъектларининг 2008 йил 9-ой мобайнида банклар томонидан ажратилган кредитларнинг 33,2% кишлоқ хўжалиги соҳасига, 29,4 % саноатга, 10% и қурилиш ва маиший хизмат кўрсатишга, 19,9% айланма маблағларни тўлдириш учун ва 7,4% бошқа соҳаларга фаолият юритаётган тадбиркорлик субъектларига тўғри келади. 2009 йил 9 ой мобайнида эса ушбу салмоқлар кишлоқ хўжалиги, саноат, қурилиш ва маиший хизмат кўрсатиш соҳаларига камайиб (мос равишда 27,9%, 28,0% ва 14,2%), айланма маблағларни



1-чизма. Навоний вилоятида тадбиркорлик субъектларига ажратилган кредитларларнинг таққослама таҳлили (фоиз ҳисобида) [2]

тўлдириш учун ва бошқа соҳаларга кўпайган (18,5% ва 11,4%). Бунинг натижасида кичик бизнес субъектларига ажратилган кредитлар миқдоридан йилдан-йилга сезиларли ижобий даражада таркибий ўзгаришлар рўй бермоқда.

Жаҳон молиявий-иқтисодий инқирози шароитида Навоий вилоятида кичик бизнес ва хусусий тадбиркорлик фаолиятини аста-секинлик билан ривожланиб бораётгани уларга давлатимиз томонидан қулай имкониятлар яратиб берилганлиги шу жумладан солиқ тўловларидан кўпгина имтиёзлар берилганлиги ва банклар томонидан ажратиладиган имтиёзли кредитлар билан изохлашимиз мумкин.

Навоий вилоятида тадбиркорлик фаолиятини қўллаб-қувватлаш ва ривожлантириш мақсадида уларга қулай имкониятлар яратилиб борилаётганлигининг яққол гувоҳи бўлиб келмоқдамиз. Бунинг натижасини қуйидаги 2-чизма орқали кўришимиз мумкин.

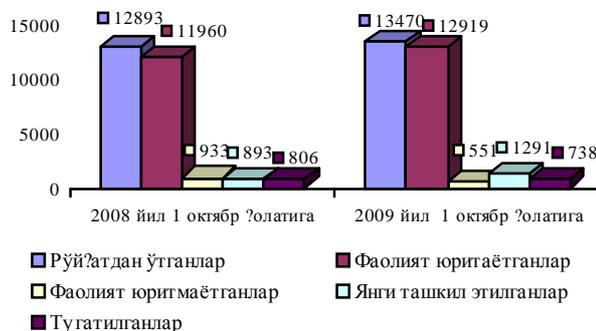
Навоий вилоятида тадбиркорлик фаолиятининг ривожлантириш кўрсаткичларини 2008-2009 йилнинг 9 ойлик кўрсаткичлари, яъни таққослама таҳлиллар орқали кўришимиз мумкин. Рўйхатдан ўтган тадбиркорлик субъектлари сони 2008 йилда 12893 тани ташкил этган бўлса, бу кўрсаткич 2009 йилга келиб 13470 тани ташкил этди яъни, ўтган йилнинг шу даврига нисбатан 577та (4,5%) га кўпайган, Фаолият юритаётган тадбиркорлик субъектлари эса 959та (8%)га кўпайган, янги ташкил этилган тадбиркорлик субъектлари 398та (44,6%)га кўпайган, фаолият юритмаётганлар сони эса 382 тага ва тугатилган корхоналар сони эса 68 тага ўтган йилнинг шу даврига нисбатан камайган.

Буларнинг натижасида хулоса қилиб айтишимиз жоизки, Навоий вилоятида тадбиркорлик фаолиятини ривожлантириш мақсадида кўпгини ишлар амалга оширилиб келмоқда.

Булардан хулоса қилиб шуни айтишимиз мумкинки, ҳозирги кунда Навоий вилоятида тадбиркорлик фаолиятини янада жадал ривожлантириш мақсадида мамлакатимизда халқаро савдо фаолиятига кенг йўл очиб бериш учун солиқ, кредит ва бож соҳасидаги қоидалар маълум даражадаги имтиёزلарни ҳисобга олган ҳолда ўзгартиришлар киритиши лозим.

Жумладан, айтиш мумкинки, вилоятларда хусусий тадбиркорлик ва касаначилик соҳасида фаолият олиб бораётган тадбиркорларимизнинг солиқ тўловларини камайтириш ва имтиёзли кредитларни кўпайтириш чора-тадбирлари ишлаб чиқилса мақсадга мувофиқ бўлар эди. Янги индустриал давлатлар иқтисодий ривожланиш эволюциясига назар ташласак, уларик-

Тадбиркорлик фаолиятини ривожлантириш кўрсаткичлари
(2009 йил 1 октябрь ҳолатига, бирликда)



2-чизма. Навоий вилоятида тадбиркорлик фаолиятини ривожлантириш кўрсаткичлари [2]

тисодиётининг жадал ўсиши хорижий инвестициялар оқими ҳажмининг кескин ўсиши билан ҳамбарчас боғлиқ. Шу жиҳатдан Ўзбекистон иқтисодиётида, шу жумладан, Навоий вилоятида эркин индустриал иқтисодий зонани ташкил этилганлигини ҳисобга олган ҳолда шуни таъкидлаб ўтишимиз жоизки, мамлакатимизда, шу жумладан, Навоий вилоятида хорижий инвестицияларни жалб қилиш бир қанча иқтисодий самара беради, яъни:

1. Инвестиция киритилган соҳаларга давлат бюджети харажатларини камайтиради.
2. Инвестиция киритилган соҳаларда янги иш ўринлари яратилиб, мамлакат аҳолисининг иш билан бандлик даражасини оширади.
3. Илғор бошқариш усуллари ва илғор техника-технологиялар ўзлаштирилади.
4. Товар ва хизматларнинг асосий ўлчов мезони бўлган сифат кўрсаткичи яхшиланади, уларга бўлган талаб кўпроқ қондирилади.
5. Чет эллик инвесторлар солиқлар, ижара ва бошқа тўловлар билан бюджет даромадлари ҳамда мамлакатимиз экспорт ҳажмини кўпайтириш орқали валюта тушумини кескин орттирди.
6. Ўзбекистоннинг Жаҳон иқтисодий тизимига интеграциялашувини жадаллаштириш орқали жаҳон бозоридан муносиб ўрин эгаллаш имкониятини юзага келтиради.
7. Барқарор макроиқтисодий ўсишга эришилади, дивидент аҳолининг турмуш даражаси яхшиланиб, фаровонлиги ортади ва бошқа муаммоларни ҳал қилишга катта ёрдам беради.

Адабиётлар рўйхати:

1. Мамлакатимизни модернизация қилиш ва янгилашни изчил давом эттириш – давр талаби. Президент Ислам Каримовнинг 2008 йилда мамлакатимизни ижтимоий-иқтисодий ривожлантириш яқунлари ва 2009 йилга мўлжалланган иқтисодий дастурнинг энг муҳим устувор йўналишларига бағишланган Вазирлар Маҳкамаси мажлисидаги маърузаси // Халқ сўзи, 2009 йил 14 февраль.
2. Навоий вилояти статистика маълумотида асосан муаллиф томонидан муस्ताқил бажарилган.

КНИЖНЫЕ НОВИНКИ



В издательстве ФАН вышла книга «Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей», в которой авторами Санакуловым К.С. – генеральным директором НГМК, докт. техн. наук, Сытенковым В.Н. – зав. сектором ВИМС, докт. техн. наук, профессором, Шеметовым П.А. – советником генерального директора НГМК по стратегическому развитию и инновационным технологиям,

докт. техн. наук освещены теоретические и практические вопросы развития кучного выщелачивания при освоении месторождений золота. Представлен анализ влияния минералогического состава руд на процесс кучного выщелачивания золота, накопленного опыта, проектных решений и технологических показателей выщелачивания золота из многоярусного штабеля. Разработаны технические решения по повышению вместимости подушки выщелачивания, выявлены факторы и их влияние на устойчивость многоярусного штабеля рудной массы. Обоснована расчетная схема для определения устойчивых параметров штабеля, разработаны технологические решения и определены геомеханические условия для штабеля повышенной вместимости. Процесс кучного выщелачивания золота рассмотрен как саморегулирующая система «орошение - фильтрация - дренаж». На основе взаимосвязи гидравлических и геомеханических характеристик процесса выщелачивания определена рациональная высота выщелачиваемого слоя в многоярусном штабеле. Определены особенности формирования подушки выщелачивания, обоснованы варианты её размещения и конструкции, дана экономическая оценка технических решений по расширению подушки выщелачивания. Разработаны решения по технологической модернизации кучного выщелачивания из многоярусного штабеля.

Книга предназначена для широкого круга специалистов в области освоения природных и техногенных месторождений полезных ископаемых, инженерно-технических работников, аспирантов и студентов учебных заведений горно-перерабатывающего направления.

ОСНОВНОЙ ПОРЯДОК ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ ПРИ ПУБЛИКАЦИИ ИХ В ЖУРНАЛЕ

«ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА»

1. Перед заглавием статьи необходимо указать шифр согласно Универсальной десятичной классификации литературы (УДК), его можно узнать из каталогов в бюро технической информации или библиотеке.

2. Статья должна включать заголовок, анкетные данные авторов (фамилию, имя, отчество, ученую степень и звание, занимаемую должность и место работы).

3. К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования статьи и дискету с электронной версией статьи, выполненной в

формате текстового редактора Word для Windows.

4. Единицы измерения в статье должны выражаться в единицах SI в соответствии с государственным стандартом Узбекистана O'zDSt 8.012:2005 «Государственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин». Основные единицы SI: длина m, mm; площадь ha; масса T, kg; объем, вместимость l; время D, h, min, s; температура K, 0C; электрические величины A, V, W, Ω.