

## Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

### Ta'sischi:

Navoiy kon-metallurgiya kombinati,  
Navoiy davlat konchilik instituti,  
O'zbekiston geotexnologiyasi ilmiy-tadqiqot  
va loyihalashtirish instituti «O'zGEOTEXLITI»

### Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

Navoiy kon-metallurgiya kombinati,  
«Olmaliq KMK» OAJ,  
«O'zbekko'mir» OAJ

### Bosh muharrir: RAIMJANOV B.R.

### Bosh muharrir o'rinbosari: SITENKOV V.N.

### Tahririyat kengashi:

ABDULLAYEV U.M., ABDURAXMONOV S.A.,  
BIBIK I.P., BIZEYEV V.K., INOZEMSEV S.B.,  
KLIMENKO A.I., KUSTOV A.M.,  
MALGIN O.N., NASIROV U.F., NOROV YU. J.,  
RAHIMOV V.R., SAIDOV R.T.,  
SANAKULOV K.S., TOLSTOV YE.A.,  
XUSANOV N.N., SHEMETOV P.A.

Jurnal O'ZBEKISTON MATBUOT VA  
AXBOROT AGENTLIGIDA ro'yxatga olingan

Qayd etish guvohnomasi 2004 yil 16 noyabr № 07-041

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar  
ko'rsatilishi shart

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

### Tahririyat manzili:

706800, Navoiy shahri, Navoiy ko'chasi 51,  
Navoiy davlat konchilik instituti.  
Tel. 8 (436) 224-82-05, faks 224-90-41  
706801, Zarafshon shahri, NKMK  
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi.  
Tel. 8 (436) 5770438, 5770437, 5770225, 5770354,  
5721767, faks 8 (436) 5721015  
e-mail: Bibik\_GVU@rambler.ru,  
gornvest@rambler.ru

### Kompyuterda sahifalovchi: NARMANOVA L.A.

### Muqova bezovchi: BANNOV A.N.

MChJ «TONG» bosmaxonasida nashr qilindi  
703050, Samarqand shahri, Bog'dat ko'chasi 3,  
tel./faks 8(3662) 343512

Nashr etishga 18.04.2005 y. imzolandi

Adadi 850 nusxa

## MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

### UCHQUDUQ OLTINIGA 10 YIL / 10 ЛЕТ ЗОЛОТУ УЧКУДУКА

<i>Шамин В.Ю.</i> 10 лет золоту Учкудука .....	3
<i>Крюков Ю.М.</i> «Золотой» марафон ГМЗ-3 .....	6

### GEOLOGIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

<i>Ахмедов Н.А., Парамонов Ю.И.</i> О металлах платиновой группы в золоторудных и золотосереброрудных месторождениях Узбекистана .....	8
<i>Климченко А.И., Гай А.Ф.</i> Геолого-геофизическая методика детального изучения литологии и физико-механических свойств осадочных отложений Ангрэнского месторождения .....	13
<i>Турамуратов И.Б., Цой В.Д., Пирназаров М.М., Королева И.В.</i> Природные типы руд золоторудных месторождений Кокпатацкого рудного района .....	17

### GEOTEKNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

<i>Толстов Е.А., Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И., Лильбок Л.А., Колпакова Е.В., Хужакулов А.П.</i> Микробиологическое выщелачивание урана: лабораторные эксперименты .....	22
<i>Толстов Е.А., Куканова С.И., Эргашев У.А., Митраков О.Е.</i> Лабораторные исследования по биоокислению сульфидных руд месторождения «Кокпатас» перколяционным способом .....	25
<i>Оруджов У.С., Абдуразаков А.А., Лобанов В.С., Киселенко А.С., Мухитдинов А.Т.</i> Опыт и направления дальнейшего развития применения рациональных и экономичных конструкций крепи горных выработок .....	27
<i>Хурсанов Х.П., Русских С.Н., Цой А.Л.</i> К вопросу о путях совершенствования технологии бурения и конструкции скважин подземных газогенераторов ОАО «Еростигаз» .....	31
<i>Раимжанов Б.Р., Назаров З.С., Тухташев А.Б.</i> Экспериментальное определение скорости детонации скважинных зарядов ВВ в промышленных условиях .....	33
<i>Рубцов С.К., Мальгин О.Н., Бибик И.П.</i> К вопросу оценки относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых составов .....	36
<i>Рубцов С.К., Зубович П.Т., Шеметов П.А.</i> Методология расчета и рекомендации по параметрам безопасного предохранительного целика между дном карьера и подземными выработками шахты .....	40
<i>Шамин В.Ю., Куканова С.И., Крюков Ю.М., Кормин А.В.</i> Чановое биоокисление золото-сульфидно-мышьякового флюоконцентрата ассоциацией тионовых бактерий в непрерывном режиме .....	45
<i>Зинько Н.А., Филь В.И., Лашко В.Т.</i> Технологические схемы отсыпки внутреннего отвала в подготовленной зоне карьеров месторождения «Кокпатас» .....	50
<i>Зинько Н.А., Пронин Н.И., Еремин А.М.</i> Использование косвенных разделительных признаков при рентгено-радиометрической сортировке золотосодержащих руд месторождения «Кокпатас» .....	51
<i>Шеметов П.А.</i> К вопросу о повышении эффективности использования геоэкономического потенциала месторождений сложного строения на современном этапе развития открытых горных работ .....	54
<i>Денисов Э.Е.</i> Реализация технических возможностей бурового оборудования на месторождении «Даугызтау» .....	60
<i>Рубцов С.К., Ершов В.П., Сидоров Е.Ю.</i> Сравнительный анализ применения неэлектрических систем инициирования на горнодобывающих предприятиях .....	61
<i>Лашко В.Т., Грищенко Г.Г., Кабиоров А.Р.</i> Схемы развития транспортных коммуникаций при отработке нижних рабочих зон карьера Мурунтау в границах IV очереди .....	66

**Научно-технический и производственный журнал основан в 1997 году**

**Учредители:**

Навоийский горно-металлургический комбинат,  
Навоийский государственный горный институт,  
Узбекский научно-исследовательский и  
проектный институт геотехнологии  
«O'zGEOTEHLITI»

**При финансовой поддержке:**

Навоийского горно-металлургического комбината,  
ОАО «Алмалыкский ГМК»,  
ОАО «Узбекуголь»

**Главный редактор:** РАИМЖАНОВ Б.Р.

**Зам. главного редактора:** СЫТЕНКОВ В.Н.

**Редакционный совет:**

АБДУЛЛАЕВ У.М., АБДУРАХМОНОВ С.А.,  
БИБИК И.П., БЫЗБЕВ В.К., ИНОЗЕМЦЕВ С.Б.,  
КЛИМЕНКО А.И., КУСТОВ А.М.,  
МАЛЬГИН О.Н., НАСИРОВ У.Ф., НОРОВ Ю.Д.,  
РАХИМОВ В.Р., САИДОВ Р.Т.,  
САНАКУЛОВ К.С., ТОЛСТОВ Е.А.,  
ХУСАНОВ Н.Н., ШЕМЕТОВ П.А.

Журнал зарегистрирован в УЗБЕКСКОМ  
АГЕНТСТВЕ ПО ПЕЧАТИ И ИНФОРМАЦИИ

Регистрационное свидетельство за № 07- 041 от  
16 ноября 2004 года

При перепечатке материалов ссылка на журнал  
обязательна

За точность фактов и достоверность информа-  
ции ответственность несут авторы

**Адрес редакции:**

706800, г. Навои, ул. Навои 51,  
Навоийский государственный горный институт.  
Тел. 8(436) 224-82-05, факс 224-90-41.  
706801, г. Зарафшан, Административный корпус,  
Центральное рудоуправление НГМК.  
Тел. 8(436) 70438, 70437, 70225, 70354,  
5721767, факс 8(436) 5721015,  
e-mail: Bibik\_GVU@rambler.ru,  
gornvest@rambler.ru

**Компьютерная верстка:** НАРМАНОВА Л.А.

**Дизайн обложки:** БАННОВ А.Н.

Оттравлено в типографии ООО «Тонг»  
703050, г. Самарканд, ул. Багдат 3,  
тел./факс 8(3662) 343512

Подписано в печать 18.04.2005 г.

Тираж 850 экз.

*Лашко В.Т., Грищенко Г.Г., Кабилов А.Р.* Технологические схемы  
отгрузки горной массы с буферного склада у дробильного  
перегрузочного пункта..... 68  
*Меликулов А.Д., Бызбев А.В., Мухитдинов Ш.Р., Степанян А.Г.*  
Выбор крепления горных выработок для месторождения «Кайрагач».. 71  
*Некрасов И.Я., Бызбев А.В., Мухитдинов Ш.Р., Кудряшова Л.Н.*  
Осушение прибортового массива разреза «Ангренский» ..... 73

**FOYDALI QAZILMALARNI BOYITISH VA METALLURGIYA /  
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

*Шамин В.Ю., Бендик Д.А., Никитанов В.В., Файдель В.В.*  
Совершенствование рудоподготовки в цикле измельчения и  
классификации на ГМЗ-3 ..... 76  
*Гуро В.П., Штырлов П.Ю., Ибрагимова М.А., Атакузиев А.А.*  
Разработка ингибитора дендритообразования для катодного  
рафинирования меди ..... 79  
*Эргашев У.А., Кривошеев Г.С.* Исследование по гравитационному  
извлечению золотосодержащих сульфидов из смешанных руд  
месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау»..... 82  
*Черкасов В.Ю., Гуцев И.Н., Клиневски З.Я.* Оптимизация  
управления процессом измельчения и классификации  
в условиях ГМЗ-2..... 85  
*Черкасов В.Ю., Базаров У.М.* Оптимизация параметров процесса  
сорбционного выщелачивания в условиях ГМЗ-2 ..... 91

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

*Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Думбрава А.А., Петухов О.Ф.,  
Ослоповский С.А.* Исследование изотопного состава урана  
альфа-спектрометрическим методом ..... 94  
*Кустова Л.А., Пеклин В.П.* Разработка нового количественного  
метода определения серебра в твердых золотосодержащих пробах... 98  
*Атакузиев У.А., Атакузиев Т.А.* Разупрочнение остаточной  
прочности кремнеземистых композиций на связке из жидкого стекла. 100  
*Бабаев З.К.* Анализ минералого-геохимического состава  
кварцевых песков Янгиарыкского месторождения ..... 104  
*Ляпин С.Б., Штырлов П.Ю., Хайтмитов А.А., Гуро В.П.,  
Атакузиев А.А.* Получение аммония рениевокислого из  
отходов сплава Fe-Ni-Re..... 105  
*Камалов З.К.* К вопросу обогащения сырья ..... 106

**ELEKTR TA'MINOTI / ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ**

*Ансимов А.А., Крюкова С.С.* Новые направления  
энергосбережения ..... 108

**EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI /  
ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ**

*Можина Г.А.* Первостепенная задача - сохранение природы  
Кызылкумов ..... 109

**IQTISOD VA QONUNCHILIK / ЭКОНОМИКА И ЗАКОНОДАТЕЛЬНОСТЬ**

*Друбецкий Я.Н.* Производственные инвестиции и риск  
инвестиционных проектов..... 110  
*Турдиев М.Т., Атауллаев А.О., Атауллаев Н.О.* Саноат  
корхоналарида электр энергияни тежашнинг иккинчи  
босқич тадбирлари ..... 113  
*Даврانبекоев А.У.* О реализации геологической информации  
о недрах, полученной за счет государственного финансирования ..... 115

**TARIX / ИСТОРИЯ**

*Гай А.Ф.* О везении в геологии ..... 118

**HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ**

*Наши юбилеи* ..... 120

**REKLAMA / РЕКЛАМА**

На 3 и 4 стр. обложки: Северное рудоуправление НГМК

## 10 ЛЕТ ЗОЛОТУ УЧКУДУКА

Шамин В.Ю., директор Северного рудоуправления НГМК

Гидрометаллургический завод № 3 – одно из основных звеньев Центрально-Кызылкумского золотодобывающего и перерабатывающего комплекса в структуре Навоийского горно-металлургического комбината. Это первое крупнейшее предприятие, построенное и введенное в эксплуатацию в независимом Узбекистане.

Решение о строительстве завода принято в 1974 г. в связи с открытием геологами объединения Самаркандгеология крупных запасов золотосодержащих руд в Центральных Кызылкумах и на основании выполненного всесоюзным научно-исследовательским институтом промышленной технологии и утвержденного министром среднего машиностроения технико-экономического обоснования целесообразности промышленного освоения месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау». Месторождение «Кокпатас» состоит примерно на 15-20 % из окисленных и на 80-85 % из сульфидных руд, и содержит золото как мелко, находящееся большей частью в сростках с другими минералами, так и тонкодисперсное, ассоциированное с сульфидами и арсенидами в минералах-носителях, чаще всего в пирите и арсенопирите.

Выбор месторасположения ГМЗ-3 был не случайным и глубоко обоснованным. Это связано с близким расположением карьеров месторождения «Кокпатас» от Учкудука, что значительно сокращает транспортные расходы, оперативность доставки рудного сырья к перерабатывающему комплексу. В Учкудуке, ко времени создания завода, уже была достаточно развитая инфраструктура, сеть автомобильных и железных дорог, мощная транспортная база, коммуникации и строительно-монтажные организации, и самое главное, – высококвалифицированные специалисты, имеющие большой производственный опыт.

Технический проект на строительство I очереди предприятия по переработке упорных сульфидных золотомышьяковистых руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» был разработан в 1981 г. В этом проекте для переработки всех видов руд – сульфидных, смешанных и окисленных – была принята единая технология. В качестве готовой продукции планировалось черновое золото, которое предусматривалось отправлять на ГМЗ-2 для дальнейшего аффинирования и получения золота высокой пробы.

Для основных переделов ГМЗ-3 техническим проектом предусматривалось строительство следующих



Шамин В.Ю.

объектов: корпуса крупного дробления, главного корпуса с отделением измельчения и флотации, сгустителей диаметром 100 м и 50 м, обжигового отделения, корпуса фильтрации концентрата и доизмельчения огарка, корпуса сорбции хвостов флотации и корпуса готовой продукции. Данный технический проект и разработанные к нему рабочие чертежи положили начало строительства ГМЗ-3.

Завод строился в сложный для страны переходный период. На строительной площадке возникали трудности и проблемы, требующие оперативных решений. Особо следу-

ет подчеркнуть роль штаба по строительству ГМЗ-3, руководил которым Н.И. Кучерский. Собираясь еженедельно, руководители НГМК, Северного рудоуправления, ГМЗ-3, начальники строительных и монтажных организаций, представители специализированного проектного бюро оперативно решали возникающие вопросы и устраняли узкие места. За весь период строительства принято свыше 1200 технических решений по объектам строящегося производства.

Строительно-монтажные работы выполнялись генподрядными организациями – Навоийским и Зарафшанским управлениями строительства, их структурными подразделениями и субподрядными организациями. На строительной площадке завода, подводящих сетях и площадках трудились более 3000 строителей из 13 организаций. Здесь можно было увидеть рабочих из Нукуса, Джизака, Самарканда, Бухары, Ташкента и других городов Узбекистана.

К апрелю 1995 г. в основном закончено строительство I очереди гидрометаллургического завода с проектной мощностью по переработке руды 2,5 млн т в год. После окончания монтажа и гидравлических испытаний технологического оборудования начался пуско-наладочный период, который проходил поэтапно, по мере готовности оборудования, и характеризовался следующими основными моментами: 18 марта принят первый думпкар с рудой, положивший начало комплексному опробованию технологического оборудования завода; 26 апреля подана руда на переработку в первый мельничный блок цеха измельчения, начата подача пульпы в сгуститель; 5 мая запущены компрессоры и градирня, подан сжатый воздух в технологию; 7 мая начата откачка пульпы из сгустителя Ц-100 № 1 в отделение сорбции; 17 мая на сгущение пульпы подан полиакриламид, а в процесс сорбционного

цианирования - цианистый натрий; 23 мая в технологический процесс подано известковое молоко; 24 мая загружена первая партия ионообменной смолы, в пачуках началась сорбция золота из пульпы.

В связи со сжатыми сроками окончания пуско-наладочных работ и форсированием пуска в эксплуатацию отделения регенерации и готовой продукции руководством комбината и Северного рудоуправления по предложению специалистов завода утверждена схема получения товарного регенерата на малых объемах смолы. В результате с 25 до 31 мая эта схема реализована в отделении регенерации, 31 мая опробована работа плавильной печи в отделении готовой продукции, сплавлен пробный слиток алюминия, 1 июня произведена первая плавка гидратов золота из руд месторождения Кокпатас, получен первый слиток золотосодержащего сплава «Доре».

Важной вехой в жизни коллектива завода и Северного рудоуправления стал пуск 14 июня 1995 г. первой очереди Гидрометаллургического производства. На заводе состоялся торжественный митинг с участием представителей трудового коллектива, ветеранов предприятия и гостей. На митинге с речью выступил Президент Республики Узбекистан И.А. Каримов. Он перерезал алюю ленту в знак открытия завода и получил от директора НГМК Н.И. Кучерского символический ключ от ГМЗ-3. Непосредственное участие и весомый вклад в строительство и пуск завода внесли руководители и специалисты Северного рудоуправления и ГМЗ-3 – О.А. Михин, В.В. Новиков, В.А. Ромашов, Р.В. Шварцман, В.А. Веклов, Б.В. Дейнекин, В.К. Прокудин, Л.С. Лошаков, А.Г. Егерев, В.П. Покутний, А.Н. Михайлов, М.К. Абдуажитов, А.А. Леонов, А.Д. Григораш и другие.

Основные строительно-монтажные организации, внесшие существенный вклад в строительство золотоперерабатывающего комплекса – это НУС (Б.С. Бесчетнов, С.Н. Ефремов), УСМТ (В.И. Ласка, Г.А. Сушков), ЗУС (Н.С. Дяков, В.Л. Насибулин, В.К. Невечеря), ЮПМ (В.Е. Гудсон, В.М. Лазовский, А.А. Борисенко), НАМСП (А.Н. Душкин, Ю.Г. Ефимов), ЦЛ КИПиА (Ю.В. Кочегаров) и другие.

Основной объем руды добывается на руднике «Восточный» месторождения «Кокпатас». План добычи горной массы с этого месторождения около 10 млн м<sup>3</sup> в год. Более 30 лет работают на руднике «Восточный»: бригадир машинистов экскаватора А.Н. Панин, имеющий звание «Герой Узбекистана», «Ветеран НГМК», полный кавалер знака «Шахтерской славы»; машинисты экскаватора - В.С. Петренко, имеющий



Мельница MMC-70 23A

орден «Знак почета» и В.И. Пудов, награжденный орденом «Трудовой славы». Рудник «Даугызтау» по плану в год добывает около 3 млн м<sup>3</sup> горной массы. Оба рудника обеспечивают ГМЗ-3 плановым количеством руды в объеме более 4 млн т в год.

Оба рудника - «Восточный» и «Даугызтау» - обеспечивает техникой Управление автомобильного транспорта. Более 20 лет водят машины А.И. Горбанев, Н.И. Заря, И.В. Веселкин.

Золотосодержащая руда с месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» на ГМЗ-3 доставляется по железной дороге. От рудника «Восточный» до завода 20 км железнодорожного пути. От месторождения Даугызтау - 150 км. В общей сложности с двух руд-

ников на ГМЗ-3 в сутки доставляется более 12 тыс. т руды. В перспективе этого года – увеличение доставки руды до 15 тыс. т в сутки. Более 30 лет на ЖДЦ трудятся супруги Забавниковы, начальник дистанции пути У.У. Ахатов, бригадир Е.К. Булибаев, начальник станции К.К. Пальманова.

В настоящее время ГМЗ-3 перерабатывает окисленные руды по сорбционной технологии. Технологический процесс представлен стадиями: крупного дробления; двухстадиального измельчения с контрольной классификацией; сгущением сливов классификаторов в сгустителях Ц-100, которые являются уникальным оборудованием, впервые в Узбекистане примененным на ГМЗ-3; сорбцией золота на ионообменную смолу, с предварительным выщелачиванием.

В течение 10 лет работы завода его коллектив успешно справляется с возникающими проблемами. В связи с вовлечением в переработку бедных золотосодержащих руд, для поддержания выпуска готовой



Классификатор 2КСП-24

продукции на соответствующем уровне, требовалось увеличение объемов переработки. Была проведена большая работа по опробованию мельничных блоков. Рассчитан и внедрен оптимальный регламент измельчения, увеличен фронт классификации, что позволило увеличить переработку на блоке до 175 т в час.

В 2004 г в Опытно-промышленной лаборатории ГМЗ-3 и в Центральной научно-исследовательской лаборатории НГМК были проведены экспериментальные работы по изучению свойств перерабатываемых руд со сложным минералогическим составом, включая природные сорбенты. На основе этих работ проведена реконструкция передела сорбционного выщелачивания на ГМЗ-3, что позволило увеличить извлечение золота на 5 %.

Однако запасы окисленных руд заканчиваются, их хватит для нормальной работы завода на 3 года. Исходя из этого, руководство НГМК приняло решение по вовлечению в переработку сульфидных руд, запасы которых обеспечат стабильную работу завода на десятки лет.

Сульфидные руды месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» технологически упорные и требуют для их эффективной переработки принципиально новых технологических решений.

Одно из таких решений – переработка сульфидных руд по биоксидной технологии.

Технология «Bioх» с предварительной рудосепарацией - будущее ГМЗ-3. Эта технология является уникальным достижением технической мысли. Применение специальных бактерий позволяет провести окисление сульфидов и получить продукт, пригодный для переработки по существующей технологии для окисленных руд. Процесс бактериального окисления наиболее экологически чистый по сравнению с традиционными методами обогащения (обжиг, автоклавное выщелачивание и т.д.).

Применение технологии рудосепарации позволяет сразу исключить из транспортировки и переработки более чем 50 % горнорудной массы с некондиционным содержанием золота в руде, направляемой на ГМЗ-3.

Строительство комплекса «Bioх» уже началось. Введение в эксплуатацию планируется к концу 2007 г., это позволит увеличить производительность завода по готовой продукции. Новые технологии и технику предстоит осваивать молодым. Среди молодых и способных руководителей Северного рудоуправления: Д.А. Бендик (главный технолог управления); Ю.М. Крюков (директор ГМЗ-3); В.В. Никитанов (главный инженер ГМЗ-3); А.В. Кормин (начальник



Сгустители Ц-100

опытно-технологической лаборатории ГМЗ-3); Э.Е. Денисов (начальник рудника «Даугызтау»); М.Н. Нурзадин (главный инженер энергослужбы); А.Ю. Ахатов (главный механик ГМЗ-3); Ю.В. Эминов (главный геолог рудника «Даугызтау»); А.А. Астонов (главный геолог рудника «Восточный»).

Молодые кадры Северного рудоуправления получают образование в ВУЗах Узбекистана и за границей. Из общего количества работников Северного рудоуправления высшее образование имеют 1047 человек, сред-

не-техническое – 1863 человека.

На всех подразделениях Северного рудоуправления трудятся около 10000 человек, это сплоченный коллектив, с мощным интеллектуальным потенциалом, сплав опыта и молодости.

Многонациональный коллектив Северного рудоуправления неоднократно доказывал свой высокий профессионализм, с успехом выполняя те задачи, которые ставит перед ним руководство.

Работники Северного рудоуправления имеют множество правительственных наград, медалей и орденов. Медалью «Шухрат» награждены: А.С. Попшой (УАТ), Н.И. Пронин (главный геолог управления), М.Ш. Саидов (ГМЗ-3), М.Г. Тошев (ГМЗ-3). Орденом «Дустлик» отмечены: Я.Н. Друбецкий (ТП «Север»), С.П. Калугина (МСЧ-2), А.Г. Слюсаренко (рудник «Восточный»), А.М. Примжаров (ГМЗ-3). Полные кавалеры Знака «Горняцкая слава» - А.А. Ансимов (главный энергетик управления), Б.Ш. Ибадуллаев (УАТ), Г.А. Машталар (ЦРГО). Полные кавалеры знака «Шахтерской славы» - Б.Г. Ларионов (ПУДР), А.Ф. Михеева (ГТР), А.Г. Нагорный (ГТР), А.В. Орешкин (ЦМТБ), Л.Н. Шалков (УАТ), Н.И. Пронин (главный геолог управления), Г.М. Ермоленко (рудник Восточный). Звание «Заслуженный работник



Корпус сорбции

промышленности Республики Узбекистан» имеют Н.А. Зинько (главный инженер управления), М.П. Морозов (зам. главного инженера). Почетной грамотой Республики Узбекистан награжден Б.В. Дейнекин (зам. главного энергетика управления).

Именно коллектив работников является гарантом выполнения тех грандиозных задач, которые стоят перед Северным рудоуправлением, тех далеко идущих планов, которые обеспечат процветание Учкудука и его жителей.

*Поздравляю всех жителей Учкудука с праздником! Первый слиток учкудукского золота был вручен Президенту Узбекистана 14 июня 1995 г., в день открытия ГМЗ-3. Это знаменательное событие в истории Северного рудоуправления! За 10 лет существования ГМЗ-3 переработано уже около*

*32 млн т руды, 45 т черного золота отправлено на ГМЗ-2.*

*Будущее Учкудука – это развитие золотодобывающего и перерабатывающего комплекса Северного рудоуправления. От его устойчивой работы зависит очень многое.*

*История Северного рудоуправления продолжается, и будет продолжаться, принося людям радость побед, гордость преодоления трудностей, теплоту человеческого общения, материальное благополучие, ощущение полноты и полезности жизни, уверенность в завтрашнем дне.*

*Желаю вам всего самого наилучшего, успехов в труде, творческих свершений, веры в собственные силы, оптимизма, счастья и здоровья!*

УДК 622.012

© Крюков Ю.М. 2005 г.

## «ЗОЛОТОЙ» МАРАФОН ГМЗ-3

Крюков Ю.М., директор ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК

14 июня 1995 г. состоялся запуск первой очереди гидрометаллургического комплекса № 3. В казну страны потекло Учкудукское золото. Введение в эксплуатацию крупнейшего предприятия стало важной вехой в жизни Северного рудоуправления, НГМК, всей Республики Узбекистан. Учкудуку же оно позволило обрести второе дыхание, расширить свои возможности, стать не только базой добычи урана, но и источником пополнения государственного золотого запаса.

Первоначальный проект строительства ГМЗ-3 был ориентирован на совместную переработку руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» в соотношении 1:1 и некондиционных руд месторождения «Мурунтау». Извлечение золота из руд «Мурунтау» предполагалось осуществлять по технологии ГМЗ-2 (гравитационное обогащение и сорбционное цианирование руд). Для переработки сульфидных руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» была принята технология, основанная на применении процессов флотации, окислительного обжига концентратов, цианирования огарков и хвостов флотационного обогащения руды. А для окисленных руд указанных месторождений - технология прямого цианирования. Проектом, для обеспечения внутренних потребностей комбината в серной кислоте, также было предусмотрено создание на предприятии сернокислотного производства с утилизацией отходящих газов.



Крюков Ю.М.

В последствии проект строительства завода был подвергнут существенной корректировке. Во-первых, из перечня сырья планируемого к переработке, были исключены некондиционные руды месторождения «Мурунтау». Во-вторых, принято решение о строительстве первой очереди гидрометаллургического производства с ориентацией на переработку только окисленных руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау», к которым отнесены руды со степенью окисления сульфидов 80 % и выше. В связи с этим из графика строительства предприятия исключен ряд предусмотренных ранее

в проекте 1986 г. объектов производственного назначения – цикл флотации, окислительный обжиг и гидрометаллургическая переработка огарков. По этой же причине созданное на ГМЗ-3 сернокислотное производство переведено на единственный источник сырья – комовую серу. Данная структура металлургического комплекса функционирует по сегодняшний день.

Существующая у нас схема переработки руд во многом повторяет технологию извлечения золота из близких по составу руд месторождения «Мурунтау», за исключением операции гравитационного обогащения, которая для руд Кокпатаского и Даугызтауского месторождений была признана нерациональной.

Дробление руды осуществляется в короткоконусной дробилке ККД 1500×180, рассчитанной на объем переработки руды в 10 млн т в год. Цикл измельчения

состоит из трех блоков. В состав каждого блока входит одна мельница полусамоизмельчения (ММС 70×23), одна шаровая мельница 2-й стадии измельчения (МШЦ 45×60) и три двухспиральных классификатора 2КСП-24: один в первой стадии и два во 2-ой стадии измельчения. В 2004 г. вошла в строй действующих четвертая мельница первой стадии измельчения, работающая в замкнутом цикле с одним классификатором. Измельченный продукт (слив классификаторов крупностью 85 % класса минус 0,074 мм) подвергается сгущению в двух уникальных по своим размерам открытых сгустителях диаметром 100 м. Сгущенный продукт поступает на предварительное цианирование, которое осуществляется в двух нитках пачуков вместимостью по 450 м<sup>3</sup> каждый. Далее следует сорбционное цианирование. Насыщенная золотом ионообменная смола отправляется на ГМЗ-2, где осуществляется извлечение золота в конечную товарную продукцию и производится регенерация смолы. Отрегенерированная ионообменная смола возвращается обратно на ГМЗ-3.

Первоначально технологический регламент ведения процесса был разработан по аналогии технологического регламента переработки руд месторождения «Мурунтау». Однако, сегодня технологический регламент ведения процесса у нас существенно отличается от технологического регламента второго завода, поскольку в период эксплуатации специалистами завода был выявлен ряд особенностей руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау», что потребовало внесения изменений крупного плана в первоначальный вариант схемы производства. Хочу остановиться на некоторых из них.

Перед коллективом завода стоит задача наращивания объемов переработки руды, изыскивая внутренние резервы. Обычно это достигается за счет увеличения удельной производительности мельниц. Но в нашем случае ситуация была иная. Специалистами завода было установлено, что мельницы по производительности имеют достаточный резерв, а сдерживающим фактором роста производительности по переработке является процесс классификации измельченного продукта. В связи с этим предложено расширить фронт классификации. Это предложение было принято не сразу. Но сегодня один мельничный блок работает с расширенным фронтом классификации и этот блок является высокопроизводительным. Было принято и одобрено предложение о проведении испытаний гидроциклонов – более современных аппаратов для классификации – на строящемся 4 блоке.

Наращивание объемов переработки привело к проблемам на стадии сгущения. Имеющиеся сгустители не справлялись с увеличившейся нагрузкой. Проблема встала очень остро к концу 2001 г. после вовлечения в переработку руд месторождения «Даугызтау», которое отличается высокой шламистостью. Специалистами завода было предложено загрузление тонины помола. Вопрос был спорный по части его влияния на извлечение. Проведены исследовательские

работы, в результате которых было доказано, что загрузка помола до определенной степени не только не снижает извлечение, но и предотвращает процесс его снижения. Причина – наличие природных сорбентов в исходной руде.

Наличие природных сорбентов в рудах месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау», которое было доказано исследовательскими работами на заводе с привлечением ЦНИЛ НГМК и получившее свое подтверждение в работах ИРГИРЕДМЕД, стали основанием для реконструкции технологических цепочек цеха сорбции, включающей уменьшение числа пачуков предварительного цианирования и увеличения числа пачуков сорбции.

За 10 лет работы приобретен бесценный опыт и достигнут высокий уровень профессионализма механической, энергетической службами завода и службой автоматизации. Специалисты рудоуправления и ГМЗ-3 постоянно ведут работы по совершенствованию работы оборудования и технологического процесса. Согласно проекту бункер-накопитель главного корпуса выполнен упругой конструкцией. Опыт показал непрочность такой конструкции. При полной загрузке бункера на металлическом корпусе в местах крепежа появились трещины, что явилось реальной угрозой его разрушения. Принято решение об усилении бункера в местах крепления. Прекращение развития трещин указывает на правильность принятого решения. И таких случаев за 10 лет работы было немало.

Электрические схемы управления уникальных сгустителей Ц-100 были сложными и ненадежными и давали частые сбои при эксплуатации. Энергетики цеха разработали и установили новые шкафы управления на базе сопротивлений и диодного моста, принципиально отличающегося от проектной электросхемы ЭКТ-440/50, что обеспечило дальнейшую бесперебойную работу сгустителей.

Занимаясь производством, мы не забываем и об улучшении условий труда, технике безопасности и промсанитарии. Разработана, смонтирована и введена в эксплуатацию система пылеподавления в цехах дробления и измельчения. Так, ранее спроектированная система пылеподавления оказалась не пригодной, поэтому специалистами рудоуправления и завода разработана принципиально новая концепция подхода к пылеподавлению – орошение в точках перепада руд и систем отсоса пыли.

В данное время перед коллективом завода стоят новые задачи. Запасы окисленных руд иссякают. Действующая технология не пригодна для переработки сульфидных руд нижних горизонтов месторождений. Определенные перспективы с точки зрения укрепления сырьевой базы цианируемых руд на ГМЗ-3 связываются с вовлечением в эксплуатацию ряда средних и малых месторождений рудного золота, расположенных в зоне деятельности Учкудукского золотоизвлекательного комплекса.

Разработка основных проектных решений по переработке сульфидных руд и задание на проектирование

были утверждены руководством НГМК еще в мае 2001 г. Сегодня проводятся масштабные работы по реализации этих решений.

В 2001 г. для проведения перспективных исследований по новейшим способам переработки упорных золотосульфидных руд на базе центральной заводской лаборатории создана исследовательская технологическая группа, которая затем, в связи с расширением фронта работ, переросла в отдельную опытно-технологическую лабораторию. Этой лабораторией совместно с институтом микробиологии АН РУз проведены исследования по биоокислению сульфидных руд. Начаты работы по изучению флотации сульфидных руд с одновременным уточнением параметров заложенных в проекте. В настоящее время в опытно-технологической лаборатории завода проводятся исследования по биоокислению сульфидного флотоконцентрата в непрерывном режиме. Для этого сотрудниками завода разработана и смонтирована установка

чанового биоокисления. Получены положительные результаты, которые полностью согласуются с данными мировых ведущих фирм по биоокислению. Ведутся работы связанные с переработкой продуктов биоокисления для скорейшего решения технологических задач, необходимых для рабочего проектирования второй очереди завода.

В настоящее время вопросы финансирования пускового комплекса по переработке сульфидных золотосодержащих руд месторождений «Кокпатав» и «Даугызтау» с использованием передовых технологий бактериального окисления сульфидов и предварительного механического обогащения рудосортировкой решены Институтом O'zGEOTEXLITI, разрабатывается рабочий проект по расширению завода с применением технологии «BIOX».

Успешная реализация данной технологии открывает широкие перспективы развития производства и города Учкудук в целом.

УДК 550

© Ахмедов Н.А., Парамонов Ю.И. 2005 г.

## О МЕТАЛЛАХ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ В ЗОЛОТОРУДНЫХ И ЗОЛОТОСЕРЕБРОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ УЗБЕКИСТАНА

**Ахмедов Н.А.**, председатель Госкомгеологии РУз, канд. геол. минер. наук; **Парамонов Ю.И.**, главный специалист по благородным металлам Госкомгеологии РУз, канд. геол.-минер. наук

К крупным и уникальным месторождениям металлов платиновой группы (МПГ) относятся объекты сульфидной платиноидно-медно-никелевой, малосульфидной платиноидно-медно-никелевой, платиноидно-хромитовой, золото (серебро)-платиноидной (черносланцевого типа) формаций – производных полизоанальных рудно-магматических и рудно-метасоматических систем длительного (десятки-сотни млн лет) многоэтапного развития (Норильск-Талнах, платиноносный пояс Урала и др.). Подобные системы приурочены к рифтовым структурам и располагаются в узлах своеобразной планетарной решетки, образованной серией пересекающихся субмеридиональных и субширотных поясов – протяженных литосферных блоков [1, 2].

На территории Республики Узбекистан не исключается обнаружение самостоятельных месторождений (МПГ). Вместе с тем, эти металлы в качестве попутных компонентов, при условии совершенствования технологии переработки, могут иметь практическое значение при извлечении их из руд крупно- и средне-объемных золоторудных, золотосеребряных объектов, содержащих низкие уровни концентрации.

Имеющиеся в настоящее время данные по содержанию платиноидов как в рудах золоторудных, золотосеребряных объектов Центральных Кызылкумов,

так и во вмещающих их черносланцевых толщах достаточно неоднозначны и часто противоречивы. Палладий на Мурунтау присутствует в рудах в концентрации ниже порога обнаружения существующих аналитических методов. Однако, он накапливается на смолах и извлекается при переработке. Годовое производство палладия составляет первые кг в год.

При систематизации особенностей размещения платиноносной минерализации в углеродистых сланцах Центральной Азии следует обратить внимание на геологическую позицию отложений. Районы Южного (Букантау, Тамдытау, Ауминзатау, Бельтау и Амантайтау, Аристантау, Северного Нуратау, Мальгузарских гор Султанувайса), Срединного и Северного Тянь-Шаня, Фандарьи (в верховьях реки Зеравшан), полосы Каратаг-Ош, Сандалаша, и т.д. расположены на периферии древних кристаллических массивов, представляющих собой в периоды накопления вендских и нижнепалеозойских металлоносных углеродистых осадков области размыва. Протяженный Тянь-Шаньский золоторудный пояс вытянут, в соответствии с палеотектоническими реконструкциями, от Центральных Кызылкумов, Ферганского хребта и далее до хребта Кельпинчельтаг (КНР), и сложен протерозойскими черносланцевыми толщами, гнейсами, гранитоидами, габбро, пикритами (рис. 1) [3].



Рис. 1. Тянь-Шаньский золоторудный пояс

Указанные районы развития углеродистых сланцев в период осадкообразования характеризовались активными тектоническими движениями. В Западном Узбекистане терригенно-углеродистые сланцы, обогащенные золотом и платиноидами (месторождения Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау и др.), регрессивно залегают на угленосных углеродисто-кремнистых сланцах венда и, в свою очередь, перекрываются еще более грубо-терригенными песчано-сланцевыми отложениями ордовика-силура. В эпохи подъемов и опусканий материка активизировались процессы сноса материала, т.е. возникали геологически благоприятные ситуации для формирования терригенно-углеродистых отложений, обогащенных благородными металлами литофильного и сидерофильного профиля.

Соосаждение литофильных и сидерофильных элементов в углеродистых отложениях определяется рядом факторов. Из них первоочередную роль играют легкая гидролизуемость металлов, и их способность к образованию комплексных соединений с органикой. Такие металлоорганические и химические соединения обогащают биогенные илы. Последующие литификация, катагенез и региональный метаморфизм приводят к формированию металлоносных черносланцевых толщ. Совместное накопление литофильных и сидерофильных рудных компонентов в сланцах может происходить также и при эпигенетических процессах.

Влияние магматизма на рудообразование в терригенных черносланцевых породах Центрально-Кызылкумских золоторудных и золото-серебряных месторождений трактуется неоднозначно. Однако, для Тянь-Шаня модель рудной минерализации [4] допустимо представить в виде следующей схемы, которая демонстрирует ее вертикальный размах и некоторую зональность (рис. 2).

Наиболее значимо интрузивные образования проявлены на месторождении серебра Окжетпес. Рудомещающие терригенные и карбонатные породы, как и

руды, прорваны дайками и силлами диабазов, диоритов и щелочных гранитов. Дайковый комплекс развивался в пострудное время, местами разубоживая, а местами контрастируя серебряную минерализацию. В зонах переработки графит-сульфидных руд диоритами наблюдаются интервалы с непромышленными содержаниями ценного компонента рядом с локальными концентрациями серебра до 1000 г/т и более.

На флангах рудных тел Мурунтау развиты пояса даек сиенит-порфиров и плагиогранит-порфиров. Приконтактовые изменения в алевролитах и слюдяных сланцах около даек (ороговикование, фенинизация) незначительные по мощности, не более 3-5 м. Непосредственная связь позднегерцинского-ранне-триасового дайкового процесса с золотым оруденением не прослежена.

В поле месторождения Косманачи, в 250 м к северу от рудных зон, фиксируются единичные дайки керсантитов и реже плагиогранит-порфиров. На месторождении Амантайтау магматические проявления практически отсутствуют. Ни буровыми, ни геофизическими работами интрузивные массивы на глубине для этих месторождений не выявлены.

Однако, если допустить наличие магматических пород, не вскрытых разведочным бурением, можно прийти к выводу о невозможности формирования парагенетических ассоциаций литофильных и сидерофильных элементов из единого ювенильного источника, поскольку представляется маловероятным проявление одновременно кислого и основного (ультраосновного) магматических процессов. Проблему генезиса платиноидов, в ассоциации с редкими землями и другими литофилами, можно решить путем обоснования связи рудных концентраций этих элементов с повышенными их содержаниями во вмещающих породах.

Можно охарактеризовать рудообразование благородных элементов в черносланцевых толщах Центральных Кызылкумов, как сочетание трех факторов. Во-первых, это возникновение на периферии жестких массивов терригенно-углеродистых формаций, в которых органическое вещество предопределяет соотношение элементов разных геохимических групп (Au, W, TR, и Pt, Pd), накапливающихся в осадочном процессе с образованием фонов, в 10 и более раз превышающих кларковые значения. Во-вторых, в период складкообразования погружение металлоносных черных сланцев в зоны с повышенными давлением и температурой обуславливает возникновение флюида, мигрирующего в менее напряженные по температуре

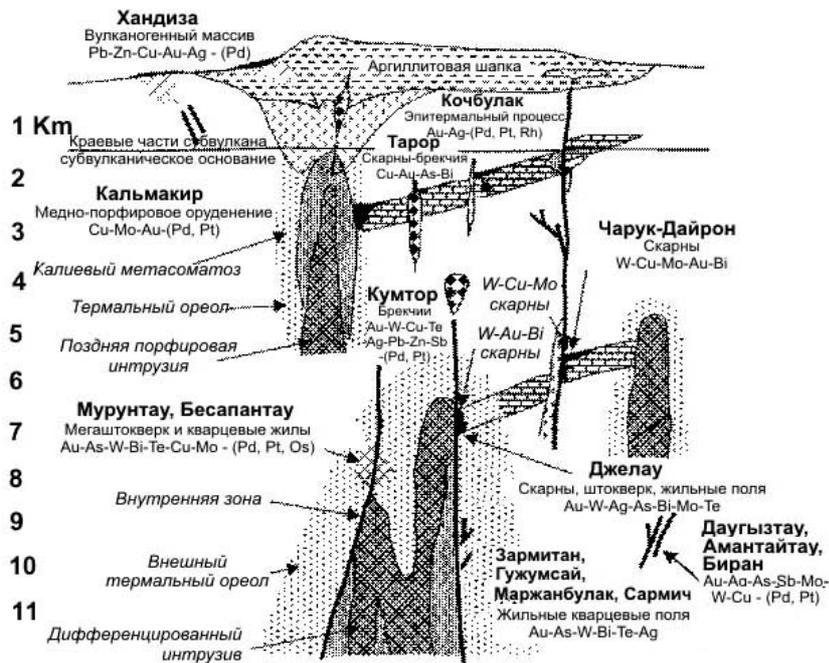


Рис. 2. Схематическая модель минерализации Тянь-Шаня

и давлению обстановки. В-третьих, в период замыкания геосинклинали, в связи с гипсометрической анизотропией поверхности, появляется возможность «сползания» более молодых по времени формирующихся карбонатных толщ, надвигаемых на дислоцированные, метаморфизованные породы. В таких геологических блоках под карбонатными теплофлюидоэкранами возникают локальные условия перегрева и обогащения раствором, необходимые для рудообразования вещества. И здесь геологам необходимо установить уровни концентрирования металлоносных растворов [5].

Оценка реальных уровней концентрации в рудах и вмещающих породах возможна только при наличии достаточно надежной по точности и воспроизводимости методики его определения.

Общественное потребление МПГ растет чрезвычайно быстрыми темпами, намного опережая темпы роста потребления черных, цветных металлов и энергоносителей. В последнее время увеличилось использование МПГ в электронике и электротехнике, отчасти в стоматологии (исключительно палладий). При этом, наблюдается тенденция постепенного вытеснения платины палладием. Сложившаяся динамика спроса на платиноиды и довольно высокая конъюнктура цен на металлы платиновой группы, в том числе на палладий (несмотря на значительное снижение цен на него за последние 4-5 лет) на Лондонской бирже делает вероятной возможность переоценки промышленной ценности МПГ - содержащих золотых (особенно сульфидных месторождений) и золото-серебряных объектов Центральных Кызылкумов, руды которых 1,5-2 десятка лет остаются невостребованными промышленностью. Переоценка этих месторождений во многом зависит от реальных уровней концентрации МПГ в рудах [6].

Начало изучению палладиенности и вообще платиноносности золото-серебряных объектов Центральных Кызылкумов было положено специалистами научно-исследовательских и производственных геологических организаций Республики Узбекистан.

В рудах и вмещающих породах месторождения Косманачи геологами ГПП «Самаркандгеология» в 80-х годах прошлого столетия были выявлены мелкие обособления не диагностируемых минералов. По участкам их максимального развития было отобрано 5 проб, проанализированных в ГИРЕДМЕТЕ тремя независимыми методами в разных его лабораториях. В двух пробах из вмещающих углеродистых пород содержание палладия составило 40 и 100 г/т. По рудной зоне (2 пробы) уровень концентрации палладия оказался несколько выше и составил 340 и 420 г/т, при содержании родия 25 и 12 г/т, соответственно. Высокие содержания палладия, достигающие 120 г/т, были установлены и в кварцевой жиле в подрудной части месторождения.

На тот момент времени достоверность этих результатов оценивалась достаточно высоко, т.к. получены они были в институте, имеющим большой опыт изучения руд Норильского и др. месторождений. Поэтому, для оценки масштабов палладиенности месторождения было отобрано 26 групповых валовых проб и 53 пробы сульфидных концентратов и мономинералов. Валовые пробы были расквартованы на три части и независимо друг от друга проанализированы в Центральной лаборатории Госкомгеологии, а также лабораториях ГИРЕДМЕТА и ЦНИГРИ (Москва). Содержания палладия в этих пробах по результатам лаборатории ГИРЕДМЕТА оказались на уровне 0,1-13 г/т, платины - 0,01-0,05 г/т, рутения 0,002-0,05 г/т. Лаборатория ЦНИГРИ и Центральная лаборатория Госкомгеологии не подтвердили наличия в рудах месторождения практически значимых содержаний МПГ. Тем не менее, для более надежной оценки палладиенности месторождения Косманачи на палладий в лаборатории Бронницкой экспедиции (ИМГРЭ, Москва) было проанализировано еще 225 валовых проб, прошедших предварительную специальную подготовку методом растворения в смеси кислот. По результатам этих анализов содержания палладия в околорудном пространстве колеблются в пределах 0,05-0,15 г/т, достигая в отдельных пробах 0,4-0,9 г/т. В рудных телах среднее содержание палладия составило около 0,3 г/т, а платины на уровне кларковых. Изложенные выше результаты анализов МПГ позволили авторам (Парамонов и др., 1984 г.) отчета по детальной разведке месторождения Косманачи рассматривать их как сопутствующие элементы III группы по классификации ГКЗ.

Несколько иные данные по содержанию МПГ во вмещающих породах и рудах месторождений Косманачи и Окжетпес приводятся в работе Н.П. Ермолаева (Ермолаев и др., 1994 г.). Пробы, предварительно прошедшие преданалитическую пирометаллургическую подготовку, направленную на разрушение матрицы сланцев и отделение мешающих определению платиноидов редких земель и урана анализировались в ИН ЯФ АН Узбекистана, Гиналмаззолото, ИОНХ, Институте материаловедения им. С. Королева. Сходимость результатов удовлетворительная. Пробы высокоуглеродистых пород и руд субпластовых брекчий и зон смятий месторождения Косманачи показали содержания палладия до 7 г/т (в одной пробе - 29 г/т). На месторождении Окжетпес распределение МПГ в высокоуглеродистых рудах изучено по 2 сечениям. По первому сечению (10 проб) средние содержания палладия и платины составили 3,15 и 1,26 г/т, а по второму (10 проб) - 2,75 и 1,24 г/т соответственно. Содержание иридия в большинстве проб менее 0,01 г/т, в единичных пробах достигает 1,0 и 1,18 г/т.

По данным специалистов из института геологии АН им. Х.М. Абдуллаева (Смирнова С.К., Козлов В.В., Мансуров М.М. и др., 2003 г.) содержание элементов платиновой группы (в г/т) в образцах корольков пробирной плавки золотых руд месторождения Марджанбулак пробирно-спектральным методом установлено (табл. 1).

Эти данные могут косвенно свидетельствовать о присутствии МПГ в самородном золоте. Содержание палладия в отдельных валовых пробах первичных руд этого месторождения по данным масс-спектрометрического анализа (тот же источник) колеблется от 0,11 до 0,41 г/т.

Прямых определений содержаний элементов группы платины в прожилково-вкрапленных золото-сульфидных рудах Ауминза-Бельтауского рудного района практически нет. Однако, нейтронно-активационным анализом зафиксирована платиноносность основных сульфидов (пирита и арсенопирита) в рудах месторождения Аджибугут, локализованных в окварцованных, серицитизированных и местами альбитизированных метапесчаниках и сланцах бесапанской толщи (табл. 2).

Если исходить из допущения, что все количества платиноидов в рудах обусловлены их содержанием в главных сульфидах, то валовые концентрации платины могут составить от 0,04 до 0,1 г/т, палладия от 8 до 15 г/т (при содержаниях сульфи-

дов в промышленных рудах на уровне 5 %).

Во вмещающих породах (оценка по тому же принципу при содержаниях пирита в среднем около 1 %) количества платины и палладия могут составить в пределах 0,001-0,005 и 0,002-0,006 г/т, соответственно.

Детальные исследования структурно-текстурных особенностей золото-сульфидных метавкрапленных руд месторождений Даугызтау, Амантайтау, Калчикту и Аджибугут показывают, что на долю осадочно-диагенетических образований пирита (глобулярные микроконкреции, микрозернистые макроконкреционные стяжения) приходится от 10-15 до 30-35 % валовой сульфидности руд.

Данные таблицы позволяют утверждать, что платиноиды в рудах более тесно связаны с мышьяком. Это справедливо и для «рассеянного» состояния этих элементов в породах.

На месторождении Даугызтау прослежены (Проценко, 1996 г.) все стадии перерождения осадочно-диагенетического пирита в метакристалловкрапленный и прожилковый. Показано, что по мере повышения метаморфических и гидротермальных преобразо-

Таблица 1

Содержание элементов платиновой группы (г/т) в образцах корольков пробирной плавки золотых руд месторождения Марджанбулак

№ образца	Pd	Pt	Ru	Rh	Ir	Au
40051	2,45	2,04	0,00	0,05	0,23	88969
40051a	5,50	3,73	0,00	0,27	0,47	93073
40136	2,11	1,67	0,00	0,05	0,09	51994
40382	4,64	2,88	0,03	0,10	0,25	57863
40390	59,59	29,39	0,29	0,27	1,25	22410
40402	54,04	44,04	0,00	0,46	1,42	38270
45000	2,90	3,10	0,01	0,07	0,05	73880
45022	34,24	42,70	0,00	0,26	1,57	51870
45070	1,59	0,78	0,00	0,14	0,07	33451

Таблица 2

Содержания элементов платиновой группы в золото-сульфидных рудах месторождения Аджибугут

Место пробы	Чистота концентрата	Содержания, г/т; нейтронно-активационный анализ ИЯФ АН РУз				
		Au	Ag	Pt	Pd	Ir
<i>Металесчаники и сланцы с вкрапленностью пирита</i>						
Скв. 36007, 109 м	Пирит 100 %	29,0	61,0	0,44	1,7	не опр.
Там же, 29,0 м	Пирит 100 %	36,0	17,0	0,09	0,8	не опр.
<i>Прожилково-вкрапленные руды в альбитизированных металесчаниках и сланцах</i>						
Штрек 110, 56,0 м	Арсенопирит-97, пирит 3 %	90,0	240,0	1,52	2,25	0,45
Штрек 110, 44,0 м	Арсенопирит 100 %	66,0	260,0	0,90	1,78	0,30
Технологическая проба 150020	Арсенопирит 80, пирит 20 %	110,0	300,0	1,82	2,74	0,55
«» 39-1	Арсенопирит 97, пирит 3 % класса 0,25-0,5 мм	72,0	175,0	1,15	1,66	0,45
«» 39-2	Арсенопирит 93, пирит 7 % класс +0,5 мм	68,0	180,0	1,10	1,60	0,34

ваний вмещающих пород в метавкрапленных и прожилковых минеральных новообразованиях количественные соотношения пирита и арсенопирита существенно сдвигаются в пользу второго из них [7].

В связи с этим, можно ожидать заметного повышения содержания платиноидов в породах и рудах месторождений Кокпатасского рудного поля, где во вмещающих породах широко распространены вулканогенные производные средних магм, и в ряде рудных тел наблюдается количественный паритет пирита и арсенопирита.

В единичных пробах (Юлдашев, 2000 г.) сульфидизированных кварц-биотитовых метасоматитов золотосодержащего уран-ванадиевого месторождения Рудное и золоторудных месторождений Бесапантау и Песчаное сумма содержаний платиноидов (Pt, Pd, Ru, Os) колеблется от 4,5 до 6,9 г/т [4].

В Чаткало-Кураминском регионе на золоторудных (Кочбулак, Кызылалмасай, Чадак) и сереброрудном (Актепа) объектах сумма содержаний платиноидов (Pd, Pt и др.) в сульфидных концентратах и различных типах руд также существенно повышена (табл. 3).

лизации не только сульфидного концентрата, но и гравитационно-легкой графит-антракосолит-серицитовой фракции.

В самое ближайшее время, вводится в действие технология бактериального выщелачивания упорных сульфидных руд золоторудных месторождений Западного Узбекистана (Кокпатас, Даугызтау, и др.), запасы которых значительны и обеспечивают загрузку горнодобывающих и перерабатывающих предприятий на длительную перспективу. Средний выход сульфидного концентрата из этих руд составляет порядка 7-8 %. Из этого концентрата, содержащего по одним оценкам в среднем 0,06 г/т палладия, по другим до 5 г/т, а платины, исходя из их соотношения, соответственно в 3 раза меньше, можно реализовать производство этих металлов, количество которых по стоимости может покрыть существенную часть эксплуатационных расходов предприятий. Необходимы совершенствование методики определения МПГ и разработка технологии их максимального извлечения.

Геохимия платиновых металлов в экзогенных образованиях изучена крайне слабо и сейчас находится

Таблица 3

Сумма содержаний платиноидов в сульфидных концентратах и различных типах руд

Рудные объекты	Типы руд и их концентраты	Сумма содержаний МПГ, г/т	Практически значимые МПГ	Авторы и год источника
Кочбулак	золото-блеклорудный	до 12	Pd, Rh, Pt	Т.С. Тимофеева и др., 1989; Р.Г. Юсупов и др. 1999
Кызылалмасай	гравифлотоконцентрат	0,28-0,31	Pd, Pt	М.А. Орел и др., 1989
Чадак	кварц-пирит-хлоритовый метасоматит	0,023-9,68	Pd, Pt	С.К. Смирнова и др., 1999
Актепа	серебро-полисульфидный	16,58-17,61	Rh, Pd, Pt	Р.Г. Юсупов и др., 1995

Приведенный краткий обзор изученности на платиноиды некоторых золоторудных и золотосеребряных объектов, во-первых, позволяет отнести их к потенциально МПГ-содержащим, открывая принципиальную возможность переоценки руд, а во-вторых, свидетельствует о неоднозначности и некоторой противоречивости имеющихся аналитических данных по уровню содержаний МПГ в рудах. Отсюда, собственно, и вытекает необходимость продолжения дальнейших исследований с учетом создания надежной лабораторной базы.

Наиболее перспективными в Узбекистане районами на руды платиновых металлов в черных сланцах следует считать углеродистые метаосадки, перекрытые в эпохи каледонского и герцинского орогенеза (и соответствующие эпохи металлогенической активизации) карбонатными (терригенно-карбонатными) и, возможно, другими теплоэкранирующими толщами.

Платиновые металлы в золотых и серебряных рудах локализованы в основном в сульфидном материале и самородных металлах. Однако, их нахождение в значимых количествах возможно в высокоуглеродистом веществе. Это обстоятельство, вероятно, является основанием для разработки новой технологии утили-

зации в стадии раннего становления. Вместе с тем, руды выветривания Индии вывели эту страну на одно из первых мест в мире по запасам платиноидов, что говорит о промышленной значимости этого нового типа платинового оруденения. Несмотря на эпизодичность сведений о платиноносности (сумма элементов платиновой группы достигает до 1 г/т) латеритных кор выветривания Узбекистана, они должны привлекать особое внимание тем, что: во-первых, экзогенные концентрации МПГ не уступают эндогенным и даже превосходят их; во-вторых, ожидаемая технология извлечения платиноидов более экономичная. Распределение платины и палладия в коре выветривания ультрамафитов Султанувайса, Ауминзатау, Северного Нуратау заслуживает первоочередного изучения в качестве самостоятельной проблемы.

Список литературы:

1. Ермолаев Н.П. Динамика концентрирования редких и благородных элементов в углеродистых сланцах // Геохимия. 1989. № 10. с. 1379-1385.
2. Конкин В.Д., Ручкин Г.В. и др. Обстановки нахождения платинометалльного оруденения в черносланцевых формациях. Руды и металлы. 1-2 / 1993. с. 22-28.

3. Колдаев А.А. Распределение платины и палладия в коре выветривания ультрамафитов (Султануиздаг). Записки Узбекстанского отделения ВМО, 1989 г. Вып. 42. с. 129-131.

4. Юлдашев М.Н. Типы платиноносного оруденения Западного Тянь-Шаня. Труды научно-технической конференции ИГ и ГАН РУз. 2001 г. с. 116-119.

5. Шер С.Д., Юдин И.М. Метасоматические преобразования рудовмещающей толщи на золоторудном месторождении

Мурунтау и возможности их использования при поисках месторождений мурунтауского типа. // Критерии рудоносности метасоматитов. Алма-Ата, 1971. Ч. 2. с. 240-248.

6. Некрасов Е.М., Ставский А.П. Состояние и перспективы мирового рынка платиноидов. Минеральные ресурсы России. 1999 г. Вып. 6. с. 54-57.

7. Воронков А.К., Яковлев В.Г., Проценко В.Ф. и др. Об энергетике сингенетично-эпигенетического рудообразования // Зап. Узб. Отделения ВМО. 1983. Вып. 36. с. 137-140.

УДК 550:550.3

© Клименко А.И., Гай А.Ф. 2005 г.

## ГЕОЛОГО-ГЕОФИЗИЧЕСКАЯ МЕТОДИКА ДЕТАЛЬНОГО ИЗУЧЕНИЯ ЛИТОЛОГИИ И ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОСАДОЧНЫХ ОТЛОЖЕНИЙ АНГРЕНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Клименко А.И., генеральный директор ОАО «Узбекуголь», канд. техн. наук; Гай А.Ф., начальник бюро радиационной безопасности разреза «Ангренский» ОАО «Узбекуголь»

Интерпретация материалов стандартных геофизических исследований углеазвездочных скважин сводится, как правило, к расчленению разреза по литологии, к послонной увязке разрезов скважин и на некоторых участках к определению зольности угольных пластов. Однако, возможности геофизических исследований скважин (ГИС) стандартным комплексом методов гораздо шире. В последние годы, в Печорском, Кузнецком, Ангренском и некоторых других угольных месторождениях успешно разрабатывается и внедряется в производство новая геолого-геофизическая методика детального изучения осадочных пород, суть которой заключается в следующем. На месторождении бурится несколько опорных скважин с высоким выходом керна. Проводится необходимый комплекс детальных литологических, петрофизических и физико-механических лабораторных испытаний.

Геофизические исследования скважин (ГИС) выполняются в масштабе глубин 1:50 типовым комплексом методов: кажущегося сопротивления (КС), гаммакаротажа (ГК), гамма-гамма каротажа плотностного (ГГК-П), акустического каротажа (АК), бокового каротажа (БК), измерения диаметра скважины (ДС) и инклинометрии скважин.

Детальное расчленение разреза скважин осуществляется по сводной диаграмме с выделением пластов и прослоев мощностью 0,05 м и более. Строятся три геологических разреза опорных скважин: по бурению, по ГИС и по результатам лабораторных исследований керна. Составляется таблица всех выделенных слоев со значениями физических, физико-механических и вещественных параметров по каждому слою.

На основании таблицы для пород одного возраста исследуются одномерные и многомерные корреляционные связи регистрируемых параметров ГИС: кажущегося сопротивления, мощности дозы гамма-излучения, интенсивности рассеянного гамма-излучения, интервального времени распространения продольных упругих волн и диаметра скважины с петрофизическими параметрами пород, с ФМС и вещественным составом пород, с качественными показателями угля.

Одномерные и многомерные уравнения регрессии можно представить в виде полиномов третьей степени:

$$Y=F(X)=A_1X_1^3+A_2X_1^2+A_3X_1+A_0;$$

$$Y=F(X_1;X_2)=A_1X_1^3+A_2X_1^2+A_3X_1+B_1X_2^3+B_2X_2^2+B_3X_2+C_1X_1^3X_2+C_2X_1X_2^2+C_3X_1X_2+A_0;$$

$$Y=(X_1;X_2;X_3)=A_1X_1^3+A_2X_1^2+A_3X_1+B_1X_2^3+B_2X_2^2+B_3X_2+C_1X_3^3+C_2X_3^2+C_3X_3+D_1X_1^2X_2+D_2X_1^2X_3+D_3X_2^2X_1+D_4X_2^2X_3+D_5X_3^2X_1+D_6X_3^2X_2+D_7X_1X_2X_3+D_8X_1X_2+D_9X_1X_3+D_{10}X_2X_3+A_0$$

где  $X_1$ ,  $X_2$ ,  $X_3$  – регистрируемые параметры КС, ГК, ГГК и АК;

$Y$ -исследуемые параметры качества угля, ФМС, и вещественного состава пород.

Результатами счета являются: коэффициенты уравнения регрессии, значения средних  $Y$ ,  $X_1$ ,  $X_2$ ,  $X_3$ , абсолютное среднеквадратическое отклонение, парные коэффициенты корреляции.

Полученные зависимости подвергаются обязательной практической проверке. Для этого, рядом с ранее пробуренными скважинами, бурятся контрольные (эталонные) скважины. Осуществляется сравнительная оценка достоверности практикуемого ядерного опробования и новой геолого-геофизической методики в определении качества угля, вещественно-

го состава и ФМС пород, для чего можно воспользоваться критериями Стьюдента и Фишера, среднеквадратической погрешностью.

Результаты проверки оформляются актом арбитражной комиссии, на основании которого делаются выводы о полном или частичном использовании новой методики.

В случае принятия новой методики изучения разрезов скважин можно перейти на полностью или частично бескерновое бурение. Регистрация каротажных диаграмм осуществляется в поисковом масштабе глубин 1:200 с детализацией в продуктивной части разреза, в масштабе 1:50.

**Результаты опробования новой геолого-геофизической методики**

Для оценки возможности новой геолого-геофизической методики на поле разреза «Ангренский» было пробурено семь опорных скважин. Для расчета корреляционных зависимостей из опорных скважин отобрано более 550 проб, состоящих из 3-4 образцов. Из контрольной скважины 4654 отобрано 78 проб. По уступам разреза отобрано 39 контрольных проб.

Геофизические исследования производились в масштабе глубин 1:50 стандартным комплексом методов, дополненным акустическим каротажем (КС, ГК, ГГК, БК, АК, ДС, инклинометрия).

Для измерения КС применялся стандартный зонд NO.03M0.35A. ГК и ГГК-П производились с помощью аппаратуры Кура-2, акустический каротаж выполнялся аппаратурой Парус-1 и Парус-4, боковой каротаж зондом A1=A2=0,75 м, L1=L0=L2=0,002 м.

На практике использовались относительные значения параметров КС, ГК, ГГК-П и абсолютные значения интервального времени распространения продольной волны. Опорными выбраны значения КС и естественной радиоактивности глин джигиристанской свиты, а также интенсивность рассеянного гамма-излучения в некавернозной части Мощного угольного комплекса. Снятые с диаграмм значения геофизических параметров ГК и ГГК исправлялись за счет влияния мощности (менее 1 м) пластов. Вносилась также поправка в данные ГГК-П за время прошедшее после перебурки слоя. Значения параметра приводилось ко времени T = 10 суток по формуле:

$$P_{ГГК}(10) = P_{ГГК}(T) + K_{ГГК} \times (10 - T);$$

$$K_{ГГК} = (P_{ГГК}(T_1) - P_{ГГК}(T_2)) / (T_2 - T_1)$$

где P<sub>ГГК</sub>(10) – значение параметра ГГК-П, приведенного к T=10 суток;

P<sub>ГГК</sub>(T) – измеренное значение;

P<sub>ГГК</sub>(T<sub>1</sub>) и P<sub>ГГК</sub>(T<sub>2</sub>) – значения параметра ГГК-П, измеренные при промежуточном и окончательном каротаже.

**Изучение качественных показателей угля**

Наиболее важным показателем качества, определяющим кондиционность углей, является зольность (Ad). Значения параметров КС, ГК, ГГК зависят, в основном, от содержания золы. На участках выходов угольных пластов под наносы, то есть с более выветрелым углем, заметное влияние на величину кажущегося сопротивления начинает оказывать и содержание летучих веществ в угле (Vd), уменьшая величину КС в сильно выветрелых углях до КС вмещающих глин.

Наиболее тесно геофизические параметры связаны с зольностью угольных пластов. В табл. 1 приведены значения парных коэффициентов корреляции между геофизическими параметрами и качественными показателями угля.

Принятые к практическому использованию урав-

**Таблица 1**

**Парные коэффициенты корреляции между геофизическими параметрами и качественными показателями угля**

X <sub>1</sub>	X <sub>2</sub>	X <sub>3</sub>	X <sub>4</sub>	X <sub>5</sub>	X <sub>6</sub>	X <sub>7</sub>	X <sub>8</sub>	Параметры
-	0,84	0,90	0,84	0,09	0,17	0,83	0,52	X <sub>1</sub> -относит. кажущееся сопротивление
	-	0,94	0,88	0,19	0,33	0,88	0,42	X <sub>2</sub> -естественная гамма-активность
		-	0,94	0,23	0,35	0,94	0,41	X <sub>3</sub> -относит. естест. гамма-активность
			-	0,07	0,15	0,95	0,43	X <sub>4</sub> -отн. интенсивн. рассеян. гамма-изл.
				-	0,95	0,15	0,06	X <sub>5</sub> -факт. диаметр скважины
					-	0,23	0,06	X <sub>6</sub> -относит. диаметр скважины
						-	0,64	X <sub>7</sub> -зольность сухой массы угля
							-	X <sub>8</sub> -выход летучих веществ

нения связи имели следующий вид:

$$Ad(KC) = -2,835X_1^3 + 37,693X_1^2 - 166,517X_1 + 253,555$$

где X<sub>1</sub> – относительное значение КС.

$$Ad(GK) = Kh \times 100 \times X_2 - 2$$

где X<sub>2</sub> – относительное значение параметра ГК;

Kh = (0,5/h - 0,1) + 0,5 – поправочный коэффициент за мощность пласта (h менее 1 м).

$$Ad(GGK) = - Kh \times Kd \times 116,0X_3 + 121,0$$

где X<sub>3</sub> – относительное значение параметра ГГК-П;

Kh = 0,83 + 0,2/(h + 0,08) – поправочный коэффициент за мощность пласта – менее 1 м;

Kd – поправочный коэффициент за диаметр скважины.

$$Vd(KC) = 0,369X_1^3 + 4,096X_1^2 - 20,850X_1 + 68,63$$

Достоверность различных способов определения зольности можно установить по величине среднеквадратической погрешности (табл. 2).

Из табл. 2 следует, что наиболее точно зольность угольных пластов определяется по средним значениям данных ГГК-П, ГК и КС.

Таблица 2

Среднеквадратическая погрешность определения зольности угольных пластов

Класс мощности, м	Абсолютное среднеквадратическое расхождение								Бурение
	Одномерные уравнения				Многомерные уравнения				
	КС	ГК	ГГК	среднее	КС+ГК	КС+ГГК	ГК+ГГК	КС+ГК+ГГК	
0 – 1	14,0	8,4	9,8	7,5	7,4	8,2	7,8	7,8	11,4
1 – 3	6,7	6,7	5,8	4,9	9,1	6,0	5,5	5,3	8,0
более 3	4,9	5,4	3,1	3,4	8,0	4,0	4,1	3,6	5,3

**Определение вещественного состава и физико-механических свойств пород**

Между физическими свойствами и вещественным составом пород отсутствует прямая связь, так как физические свойства зависят еще от степени преобразования пород. Но все же задача может быть решена в случае изучения пород в таком интервале разреза, где можно пренебречь изменением физических свойств в процессе диагенеза [1-3]. Исходя из этого, породы Ангрнского месторождения были подразделены на пять групп: неогеновые отложения, мел-палеогеновые, джигристанская свита, ангрнская свита и палеозойские отложения.

Предполагалось изучить следующие параметры вещественного состава и физико-механических свойств (ФМС) пород: содержание кластического материала (*Скл*), содержание глинистой фракции (*Сгл*), содержание карбонатной фракции (*Скар*) и преобладающий размер обломков (*про*). Рассматривались основные физико-механические свойства пород: преде-

лы прочности при одноосном сжатии и растяжении (*Ссж* и *Ср*), статистические контактные модули остаточной деформации и упругости (*Дк* и *Ек*), объемная плотность (*Пл*), пористость (*Кп*), пластичность (*Wp*) и степень набухания (*Rh*).

Качество связи оценивалось по графикам зависимости, по коэффициенту корреляции, по дисперсии результатов измерений. В табл. 3 приведены пары с высокой степенью коррелируемости.

Ниже приведем пример уравнений принятых к практическому использованию:

$$\begin{aligned}
 C_{gl} (кк, dg) &= -1,82X_1^3 + 17,28X_1^2 - 73,60X_1 + 149,44, \% \\
 C_{gl} (ггк, dg) &= 50,01X_3^3 - 137,24X_3^2 + 176,05X_3 - 1,86, \% \\
 C_{gl} (кк, an) &= -1,65X_1^3 + 17,79X_1^2 - 77,46X_1 + 153,10, \% \\
 C_{gl} (гк, an) &= 8,18X_2^3 - 9,90X_2^2 + 59,75X_2 - 10,94, \% \\
 C_{gl} (ггк, an) &= -14,38X_3^3 + 57,77X_3^2 + 5,49X_3 + 23,89, \% \\
 C_{сж} (кк, Pz) &= -0,09X_1^3 + 1,57X_1^2 + 1,49X_1 + 0,16, МПа \\
 C_{сж} (ак, Pz) &= -0,0000066X_4^3 + 0,009238X_4^2 - 4,2862X_4 + 662,36, МПа
 \end{aligned}$$

Таблица 3

Коэффициенты корреляции между геофизическими параметрами и параметрами ФМС

Геофизические параметры	Возраст пород	Вещественный состав пород				Физико-механические свойства пород							
		<i>Скл</i>	<i>Сгл</i>	<i>Скар</i>	<i>про</i>	<i>Ссж</i>	<i>Ср</i>	<i>Дк</i>	<i>Ек</i>	<i>Пл</i>	<i>Кп</i>	<i>Wh</i>	<i>Rh</i>
КС	N	0,9	0,9	0,9	0,8			0,9	0,9		0,8	-	
	K-P	0,8	0,8	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,8			0,8	
	Jdg	0,9	0,9		0,9	0,8		0,9	0,9				
	Jan	0,8	0,8		0,8	0,8	0,8		0,9			0,8	
	Pz	-	-	-	-	0,9	0,8	0,8	0,8			0,8	0,8
ГК	N	0,8	0,8		0,8							0,8	
	K-P	0,9	0,8									0,9	
	Jdg											0,9	
	Jan	0,8	0,9		0,8							0,9	
	Pz	-	-	-	-	0,8						0,9	0,8
ГГК-П	N	0,8	0,8	0,8									
	K-P	0,9	0,9										
	Jdg	0,9	0,9					0,9				0,8	
	Jan	0,9	0,9									0,9	
	Pz	-	-	-	-							0,9	0,9
АК	N	0,9	0,9	0,8				0,9	0,9		0,8		
	K-P	0,9	0,9	0,8		0,8					0,9	0,9	0,8
	Jdg	0,9	0,9		0,8			0,8	0,9			0,8	0,8
	Jan	0,9	0,8		0,9	0,8		0,8	0,8				0,8
	Pz	-	-	-	-	0,8						0,8	0,9

Таблица 4

Сопоставление буровых и каротажных данных с данными горных работ

Возраст пород	Вид исследования	Относительное среднеквадратическое расхождение, %											
		Скл	Сгл	Скар	про	Ссж	Ср	Дк	Ек	Пл	Кп	Wp	Rh
К-Р	бурение	24	169		79	65	40	118	91	10	35		83
	ГИС	15	62		109	50	33	69	80	5	35		233
J	бурение	79	28			84	72			9	9	30	
	ГИС	47	23		89	75	49	87	65	7	10	39	

Таблица 5

Сопоставление буровых и каротажных данных с данными контрольной скважины

Возраст пород	Вид исследования	Относительное среднеквадратическое расхождение, %											
		Скл	Сгл	Скар	про	Ссж	Ср	Дк	Ек	Пл	Кп	Wp	Rh
N	бурение	52	33	64	137	10	31		63	7	12		49
	ГИС	39	30	64	169	25	30		220	6	13		25
К-Р	бурение	14	100	15		26	54	74	111	6	24		174
	ГИС	23	114	81		43	25	52	97	9	32		68
J	бурение	39	27		89	66	37	88	84	4	15	24	42
	ГИС	31	23		251	44	40	74	79	4	14	37	34

где Сгл – содержание глинистых частиц;

Ссж – предел прочности при одноосном сжатии;

Pz – палеозойские отложения;

dg, an – юрские отложения джигристанской и ангреной свит;

X1, X2, X3 – относительные параметры, соответственно, КС, ГК и ГГК;

X4-интервальное время распространения продольной волны, мкс/м.

Многомерные связи отличались более тесной корреляцией и меньшей дисперсией. Однако, в практическом использовании оказались ненадежными, так как в случае существенного отличия данных одного из методов давали совершенно неудовлетворительные результаты.

Для выяснения преимущества одного из двух методов: традиционного кернового опробования или новой геолого-геофизической методики привлекались третьи данные – материалы контрольной скважины 4654 и материалы опробования уступов разреза «Ангреной».

Устье контрольной скважины находилось от устья заверяемой скважины на расстоянии 10,5 м, но с глубиной, из-за искривления скважины, расстояние между точками сопоставлений увеличилось до 30 м.

Расстояние между опробуемыми уступами и заверяемыми скважинами изменялось от 50 до 370 м. Результаты сопоставления приведены в табл. 4 и 5. Погрешность данных кернового опробования и каротажных данных близки по величине, причем, в большинстве случаев, погрешность данных ГИС несколько меньше. Проверка гипотезы равнозначности

величин дисперсии выборок данных бурения и ГИС позволила сделать вывод: имеется основание считать, за редким исключением, что имеющиеся материалы не противоречат этой гипотезе.

Полученное, на первый взгляд парадоксальное, преимущество косвенных методов ГИС над прямыми лабораторными исследованиями образцов керна объясняется, в основном, низким выходом керна по слабым и трещиноватым породам.

Таким образом, геофизические методы следует использовать как при изучении качества угля, так и при изучении вещественного состава и физико-механических свойств пород.

Использование новой геолого-геофизической методики детального изучения угленосных отложений позволит по каждой рядовой скважине получить не только качественную, но и количественную характеристику угля, каолиновых глин и других попутных полезных ископаемых, существенно уменьшив объем дорогостоящих лабораторных исследований.

**Список литературы:**

1. Гречухин В.В., Климов и др. «Руководство по геолого-геофизической методике изучения литологии отложений угольных месторождений». ВНИИгеофизика, М. 1980.
2. Гречухин В.В., Климов и др. «Руководство по геолого-геофизической методике изучения физико-механических свойств угленосных пород в разрезах скважин». ВНИИгеофизика, М. 1981
3. Гай А.Ф., Лазукин В.Г. и др. «Отчет об опытно-методических работах по определению зольности угля и физико-механических свойств пород по данным геофизических исследований в скважинах Ангреной месторождения». ГРЭ ОАО «Узбекуголь», Ангрено, 1989.

## ПРИРОДНЫЕ ТИПЫ РУД ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКПАТАССКОГО РУДНОГО РАЙОНА

Турамуратов И.Б., начальник управления координации работ по геологическому изучению недр Госкомгеологии РУз; Цой В.Д., зав. сектором минералогии и геохимии Института минеральных ресурсов, докт. геол.-минер. наук; Пирназаров М.М., зам. директора по науке Института минеральных ресурсов, канд. геол.-минер. наук; Королева И.В., ст. научный сотрудник Института минеральных ресурсов, канд. геол.-минер. наук

Золоторудные и золотосодержащие месторождения Кокпатаасского рудного района (Кокпатас, Турбай, Барханный, Булуткан, Саутбай и др.) имеют некоторые общие черты и отличительные особенности. Это касается, прежде всего, минерального состава руд. Причем, в рудном районе базовым объектом по классификации А.А. Сидорова [1] является золоторудное месторождение Кокпатас. В связи с этим, выделяется Кокпатаасский геолого-промышленный подтип в золото-сульфидном типе месторождений [2]. Минеральные ассоциации, установленные на этом месторождении [3-6], отмечаются и на других, в том числе и золотосодержащих (скарново-шеелитовых) месторождениях. Только на последних, в силу геологических особенностей, промышленные концентрации образует вольфрам.

Исследование природных типов руд и их минералогическо-геохимических особенностей представляет большой интерес для определения рациональной схемы обогащения первичных руд на ГМЗ-3 НГМК, являющегося основным потребителем имеющихся в районе запасов золотых и золотосодержащих месторождений.

На месторождении Кокпатас золото установлено в породах карашахской (ныне чолчаратауской) свиты, в кварцевых жилах и в окисленных породах. В составе карашахской свиты отмечаются терригенные песчано-алевро-сланцевые породы, прослои вулканогенных и карбонатных образований. Т.е. свита имеет довольно пестрый литологический состав, что очень важно для золотого рудоотложения. Учитывая приуроченность золотого оруденения, на месторождении выделены следующие природные типы руд: 1) метавулканогенно-терригенный с прожилково-вкрапленной золото-сульфидной минерализацией; 2) сульфидно-кварцевый жильный; 3) окисленный. Метавулканогенно-терригенный тип является ведущим по масштабу развития и золотоносности. Проявлен на всех участках месторождения. Этот тип представлен пирит-арсенопиритовыми рудами с субдисперсным золотом. Приурочен к протяженным (свыше 1 км) и мощным (до первых сотен метров) тектонически нарушенным (трещиноватым и рассланцованным) зонам гидротермально измененных (серицитизированных, окварцованных и карбонатизированных) песчано-сланцевых пород карашахской свиты. Содержание главных рудных минералов – пирита и арсенопирита колеблется от 1,5 до 20,5 %. В них сконцентрирована

подавляющая масса золота. Золото находится в субдисперсном состоянии и рассеяно в пирите и арсенопирите (рис. 1), где содержание в отдельных монопробах составляет соответственно 16 и 50 г/т. Микроскопически видимое самородное золото встречается очень редко. В качестве элементов-примесей пробирным анализом в рудах установлены Pt – 0,002 г/т, Pd – 0,006 г/т. Величина отношений Ag/Au = 0,25, а Pd/Pt = 3. Кроме того, спектральным анализом установлены примеси Cu, Sb, Pb, Zn, Ni, Cr, Sn.

Сульфидно-кварцевый жильный тип проявляется локально, в частности, на северо-западном фланге месторождения (участок Кварцевый-1). Золотое оруденение расположено в кварцевой жиле протяженностью более 1 км с неравномерной вкрапленностью пирита, в различной степени замещенной гидроокислами железа. Видимые скопления пленочного самородного золота приурочены к гидрооксидам железа. Кроме пирита в этом типе руд иногда отмечаются сфалерит, пирротин, халькопирит, галенит, блеклая руда, джемсонит, бурнонит, халькостибит, люционит-фаматинит, герсдорфит и др.

Окисленный тип руд выделен исходя их технологических отличительных особенностей руд. Он охватывает зону окисления месторождения и представлен как первым, так и вторым типами руд, подверженными процессам гипергенеза. Окисленные руды распространены на всех участках. Мощность коры выветривания колеблется от 10 до 50 м, а вблизи

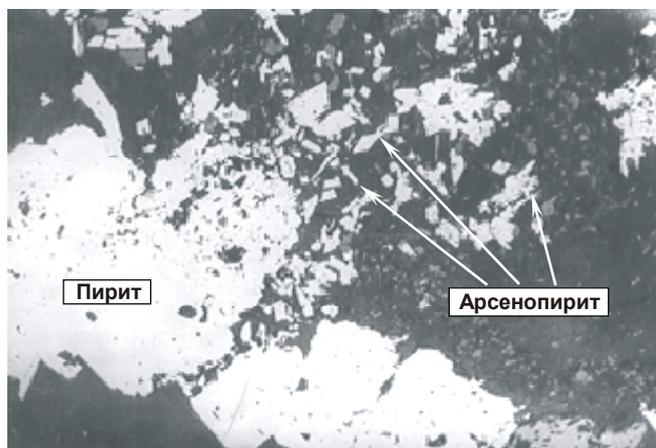


Рис. 1. Золото-пирит-арсенопиритовая ассоциация в кварц-углеродисто-серицитовом сланце. Месторождение Кокпатас, юго-восточный участок. Увел. 95<sup>x</sup>

тектонических нарушений гипергенная минерализация распространяется до глубины 100 м. Сульфиды и карбонаты в зоне окисления подвергаются замещению гидроксидами железа и выщелачиванию. Гидроксидами железа присутствуют как в виде самостоятельных минералов (гетит-гидрогетит), так и в виде трудно диагностируемых тонкозернистых выделений. Содержание гидроксида железа в рудах достигает 5,2 %. Характерным минералом окисленных руд является ярозит (от 4,5 до 9,0 % на участках с наиболее выветрелыми породами). Второстепенные минералы – скородит, питтит, псиломелан.

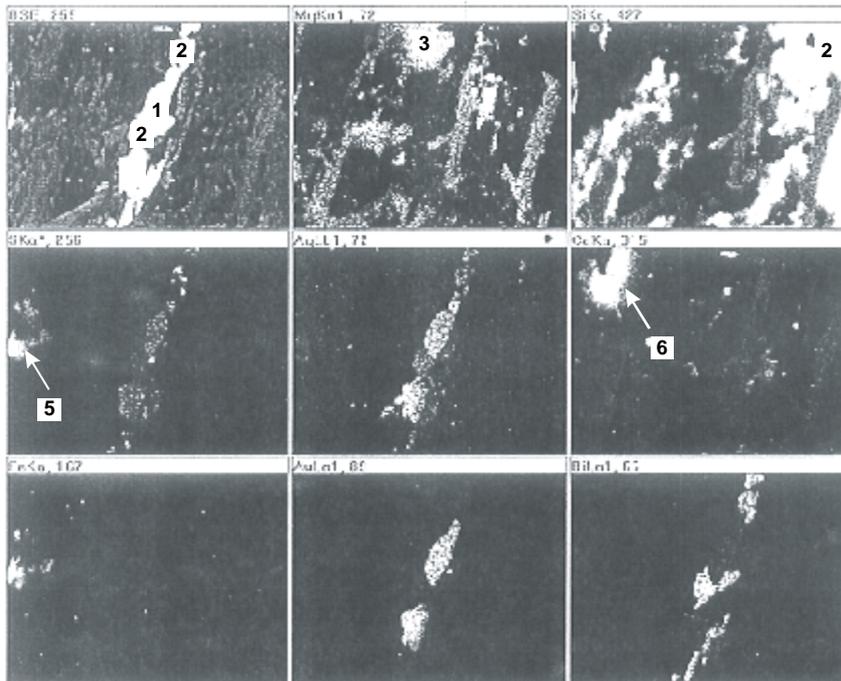


Рис. 2. Самородное золото (1), висмут (2) в кварц-кальцит-хлоритовом метасоматите. 3 – хлорит, 4 – кварц, 5 – пирит, 6 – кальцит. Растровые картины распределения Mg, Si, S, Ag, Ca, Fe, Au, Bi. Месторождение Турбай, увел. 1100<sup>x</sup>

Породообразующие минералы в зоне окисления замещаются гидрослюдами и каолинитом. Окисленные руды сохраняют текстурные особенности первичных руд и видоизменяются лишь за счет появления натечных образований гидроксида железа и реже марганца. Для окисленных руд характерны более высокие содержания золота (в 1-1,25 раза) по сравнению с первичными рудами. В зоне окисления происходит переотложение и укрупнение золота до 1 микрона.

На месторождении Турбай выделены следующие природные типы руд:

- 1) метакarbonатно-терригенный с сульфидной минерализацией;
- 2) сульфидно-кварцевый жильный;
- 3) окисленный.

Метакarbonатно-терригенный тип представляет собой измененные, кремнистые вмещающие породы кокпатасской свиты с золотосодержащей сульфидной минерализацией (рис. 2). В этом типе выделены два

подтипа (своего рода фациальные разновидности связанные с carbonатной и терригенной частями рудовмещающей кокпатасской свиты): а) апокарбонатный (кварцитовый); б) роговиковый.

Апокарбонатный (кварцитовый) подтип образуется в результате проработки carbonатных (преимущественно доломитов) пород гидротермальными преимущественно силикатными рудоносными растворами. В конечном итоге получают в различной степени (вплоть до кварцитов) кремнистые породы, содержащие в своем составе сульфидную минерализацию и золото (рис. 3). В этом подтипе встречается и шеелит.

Схема формирования апокарбонатных золото-редкометалльных руд освещалась ранее [7] и показана на рис. 4. В гидротермальных растворах, наряду с золотом, присутствуют анионы  $WO_3$ . Carbonатные породы, взаимодействуя с силикатными рудоносными растворами, превращаются в кремнистые (кварциты, джаспероиды, кремни) образования. При этом, в условиях нейтрализации кислых растворов выделяется самородное золото, а также шеелит ( $CaWO_4$ ), образующийся за счет избытка  $CaO$  из carbonатов и поступающего из гидротермальных растворов анионов  $WO_3$ .

Содержания золота в этом подтипе, в зависимости от степени окварцевания и наличия сульфидной минерализации, варьируют от десятых долей до 13,19 г/т в единичных пробах (здесь и далее для золота и серебра приводятся результаты атомно-абсорбционного анализа, выполненного в лаборатории

ИМП). Среднее содержание золота в этом подтипе – 2,87 г/т. Содержания серебра 0,42-13,75 г/т. В качестве

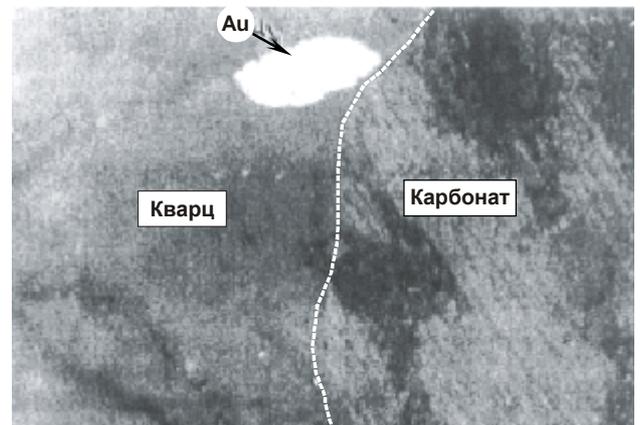
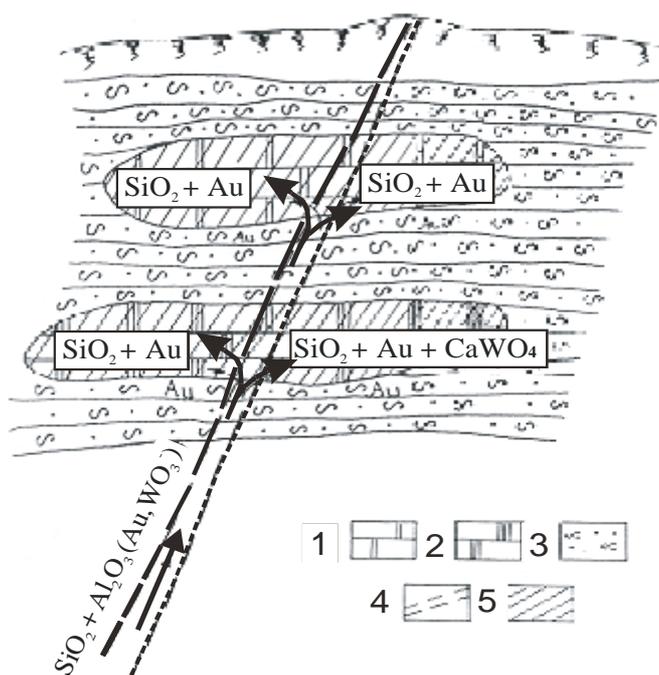


Рис. 3. Самородное золото в межзерновом пространстве кварца на контакте с карбонатом. Месторождение Турбай, увел. 320<sup>x</sup>



**Рис. 4. Схема формирования апокарбонатного золотого оруденения в Центральных Кызылкумах:**

1 – доломиты, 2 – кварциты, 3 – терригенные породы, 4 – рудоподводящий разлом, 5 – рудные тела

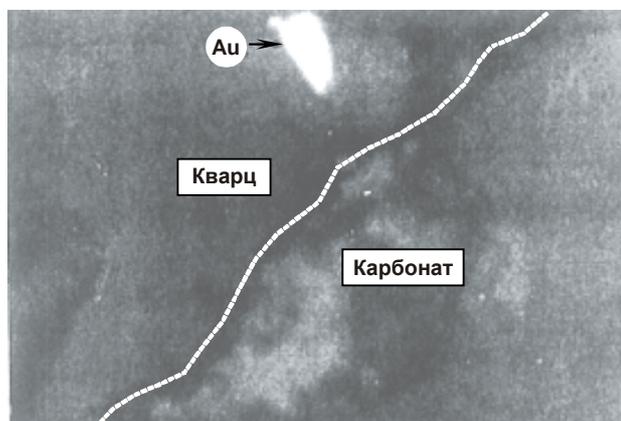
элементов-примесей спектральным полуколичественным анализом установлены: Fe, Mn, Ni, Mo, Cu, Ag, Bi, Sn, Na, Ba.

Роговиковый подтип представлен полевошпат-биотит-кварцевыми метасоматитами с переменным количеством составных минералов. В них отмечается тонкая вкрапленность магнетита, титаномагнетита, пирротина, халькопирита, апатита, сфена, углеродистого вещества. Структура роговиков гранобластовая, иногда порфиробластовая; текстура массивная, полосчатая, пятнистая. В составе прожилковой минерализации выявлены кварц, гранат, полевой шпат, пироксен, актинолит, тремолит, сульфиды. Содержание золота в этом подтипе также зависит от наличия сульфидов и колеблется от десятых долей до 3,2 г/т (в среднем 1,35 г/т). Серебро в подтипе отмечается в следующих количествах: 1,56-13,08 г/т. Основными элементами-примесями, по данным спектрального полуколичественного анализа, являются: Fe, Mn, Ni, Co, Mo, Cu, Pb, Ag, As, Zn, Sn, Na, Sr, Ba, в единичных пробах установлен Bi. Химическим анализом выявлены содержания  $WO_3$  от 0,02 до 0,05 %.

Кварцево-жильный тип руд преобладает на месторождении (рис. 5). Кварцевые жилы формировались в течение длительного (многостадийного) периода, о чем свидетельствует их сложное строение. В жилах совмещены кварцы разных генераций, дорудный, метасоматический, с полевым шпатом и шеелитом, золотоносный. Среднее содержание золота в этом типе руд – 2,8 г/т, а серебра – 2,08 г/т. Для руд этого типа характерны следующие элементы – примеси: Fe, Mn, Ni, Co, Ti, Mo, Cu, Pb, Ag, Bi, Na, Sr, Ba.

В первичных (гипогенных) типах руд самородное золото чаще всего встречается в кварцевых жилах и зонах интенсивного метасоматического окварцевания в гранитоидах и роговиках, где сопровождается сульфидной – пирит-арсенопиритовой, халькопирит-пирротиновой, сфалерит-галенитовой и висмутиновой минерализацией. Самородное золото установлено в кварце вблизи карбоната, пирите, на контакте пирита с арсенопиритом, совместно с галенитом в виде волосовидных прожилков в пирите и арсенопирите, в виде микровключений в арсенопирите, замещенном галенитом, где ассоциирует с самородным висмутом и блеклой рудой. Состав самородных золота и висмута, висмутина, теллуридов висмута приводится в табл. Пробность золота, как следует из таблицы, колеблется от 785 до 882 промилле. Закономерности размещения, взаимоотношения самородного золота с другими минералами показаны на рис. 3-5.

Окисленный тип слабо проявлен на месторождении. Зона окисления редко превышает 10 м. Зона смешанных руд колеблется от 40 до 105 м в некоторых скважинах. Окисленные руды представлены гидрослюдасто-каолиновыми образованиями с продуктами окисления сульфидов (гетит-гидрогетит, лимонит, ярозит, скородит, питтит и др.). Гипергенное золото присутствует в ковеллин-халькозиновой массе по халькопириту вблизи контакта с пиритом, в пухерите и в порошковатом гематите. Пробность гипергенного золота расположеного в пухерите ( $BiVO_4$ ) – 784 - 973 промилле (табл.).



**Рис. 5. Самородное золото в кварце. Месторождение Турбай, увел. 320<sup>x</sup>**

На месторождении Барханый выделены три природных типа руд: 1) апокарбонатный; 2) кварцевый жильный; 3) окисленный.

Апокарбонатный тип руд представлен в разной степени метасоматически окварцованными карбонатными породами с вкрапленностью сульфидов и самородного золота. В составе руд установлены следующие минералы (%): кальцит (9-40), доломит (1,5-18), кварц (42-86), серицит (0,1-8,7), гетит (0-22), ярозит (до 1), пирит (0,1-0,5), магнетит (0,6-4,3), самородное золото (знаки).

Таблица

Состав минералов участка Турбай, по данным микрозондового анализа

Минерал	Содержания, в %													
	Au	Ag	Cu	As	Bi	S	Se	Te	Sb	Fe	V	O	Sn	Pb
Золото самородное	88,19	11,74	0,03	0,12										
Золото самородное	88,46	13,18	0,04	0,12										
Золото самородное	84,41	13,85												
Золото в сульфозумоите	79,33	20,61												
Золото в пухерите	97,31	2,69												
Золото в пухерите	78,48	21,52												
Золото в гиалофане	82,58	17,15												
Золото и висмут самородный	39,35	3,56			54,18	0,49		0,66						
Висмут самородный					99,58	0,52								
Висмут самородный					99,35	0,92	0,05	0,18						
Висмут самородный			0,91	0,15	99,16	0,51	0,16	0,11						
Висмут самородный			0,01	0,10	99,81	0,49	0,09	0,02						
Висмут самородный					96,41	3,45		0,14						
Висмут самородный				0,17	98,74	0,21		0,48	0,25					
Висмутин					83,17	16,80	0,34							
Висмутин			0,25		81,77	16,90	0,74		1,41					
Висмутин				0,07	80,50	17,10	0,79		1,51					
Висмутин					80,70	17,10	0,88	0,09	1,30					
Ингодит					68,83	5,06	1,81	21,88		0,30				
Ингодит					70,55	4,80	1,42	21,37		0,18				
Жозеит А (грюнлингит)					89,49	5,86	0,75	10,80						
Жозеит А (грюнлингит)					82,40	5,48	2,35	9,98						
Жозеит А (грюнлингит)				0,73	80,34	5,32	1,93	11,46						
Жозеит А (грюнлингит)			0,08		83,70	5,88		10,12						
Тетрадимит				0,59	59,10	18,30	1,67	19,37		0,35				
Тетрадимит					61,96	16	1,33	20,68						
Пухерит					16,96			0,10		0,06	16,3	66,50		
Пухерит					15,78	1,47				0,24	14	66,83		
Олово самородное						1,01				1,79			92,33	1,30

Включения самородного золота в карбонате и тонких кварцевых прожилках имеет размеры от 0,001 до 0,015 мм. Золотины часто образуют «облачные» скопления. Структура руд мелкозернистая, скрытокристаллическая, порфириовидная; текстура массивная, брекчиевидная, катаклазированная.

Содержание золота 0,0-1,46 г/т, а серебра – 0,0-23,3 г/т. Основными элементами-примесями являются: As, Cu, Pb, Zn, Sb, Sn.

Кварцевый жильный тип сложен кварцем с реликтами углеродистых пород и скоплениями по трещинкам оксидов и сульфатов железа, а также спорадической вкрапленностью пирита. Этот тип слагают следующие минералы (%): кварц (81-93), кальцит (0,3-5,5), доломит (0,3-2,0), серицит (0,5-12), гетит (1-10), ярозит (до 2), пирит (0,1-0,2), магнетит (0,4-2,5) самородное золото (знаки). Самородное золото располагается в межзерновых пространствах, трещинах и на контакте с оксидами железа в кварце (рис. 6). Размер золотинок 0,001-0,05 мм. Золото имеет разную пробность от низкопробного (электрум) до относительно высокопробного. Структура руд мелкозернистая, метазернистая, полосчатая, зональная; текстура массивная, брекчиевая, пятнистая, вкрапленная. Содержание золота 0-0,96 г/т, серебра – 0,3-6,4 г/т. Основные элементы-примеси: As, Cu, Pb, Zn, Sb, Sn.

Окисленный тип руд представлен двумя подтипами: скородит-ярозит-кварцевым (главный золотопродуктивный) и гетит-гематитовым.

Первый подтип характеризуется интенсивно измененными метаалевролитами серицит-кварцевого состава

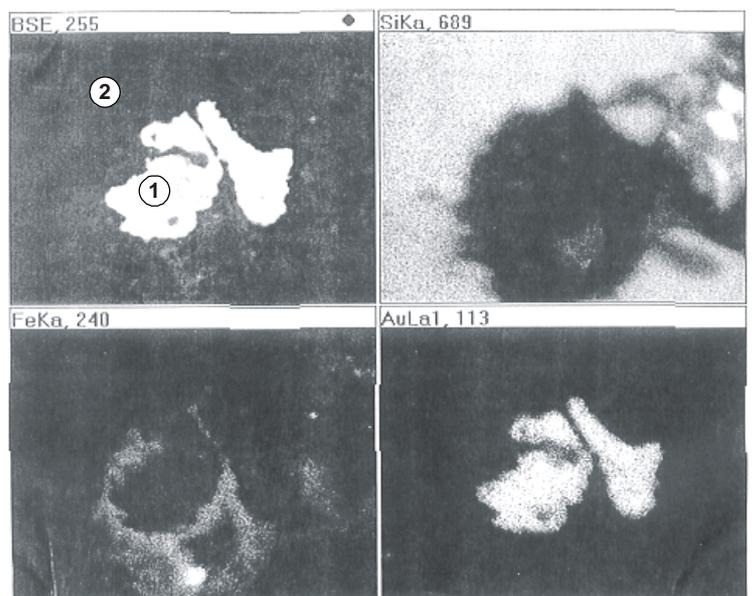


Рис. 6. Самородное золото (1) в кварце (2). Растровые картины распределения Si, Fe, Au. Месторождение Барханный, увел. 2000<sup>x</sup>

с карбонатным цементом и продуктами окисления пирита, арсенопирита (скородитом, ярозитом). В его составе установлены следующие минералы (%): кварц (25,6-59,2), кальцит (0,3-1,5), доломит (0,0-0,5), серицит (0,9-15), гетит (8,0-42), ярозит (1-62), пирит (0,2-7,7), магнетит (0,8-1,0), скородит (0,5-2,0), самородное золото (знаки), электрум (знаки), а также единичные включения халькопирита, ильменита, пирротина, халькозина, церуссита, акантита, тетраэдрита. Самородное золото микровидимое встречается редко, основная масса золота находится в субдисперсном состоянии в оксидах железа. Структура руд коррозионная, порфиридная; текстура брекчиевая, пористая, порошокватая, кавернозная.

Содержание золота 3,1-17,5 г/т, серебра – 0,0-48,7 г/т. Основными элементами-примесями являются As, Cu, Pb, Zn, Sn.

Второй подтип представляет собой существенно гетит-гематитовую (на 76 %) метатерригенную породу типа «железной шляпы». Составными частями руд являются (%): кальцит (3), кварц (10), серицит (4), сфен (1,3), гематит (71), гетит (7), ярозит (2), магнетит (1), пирит (0,4), а также единичные знаки пирротина, адамина, стибиконита, церуссита. Самородное золото также находится в субдисперсном состоянии в гидрооксидах железа. Содержание золота 0,0-0,95 г/т, серебра – 0,8-4,72 г/т. В качестве примесей установлены: As, Cu, Pb, Zn, Sb, Sn, Bi.

На месторождении Булуткан можно выделить апокарбонатный (кварцитовый), кварцевый, эпискарновый и колчеданный природные типы руд.

Апокарбонатный (кварцитовый) тип – это в разной степени окварцованные карбонатные породы с сульфидной минерализацией. В его составе следующие минералы (%): кварц, кальцит, доломит, реже мусковит, гетит, ярозит, магнетит, пирит, сфен, апатит. Слабо измененные (окварцованные) породы без сульфидной минерализации практически безрудны. Содержание золота, в зависимости от степени окварцевания и наличия сульфидной минерализации, варьирует от 0,0 до 26 г/т. Серебро отмечается в пределах 0,0-7,5 г/т. Кроме того, в рудах установлены примеси Ni, Co, Cu, Pb, Zn, Sn, Sb, As, Mo, Bi.

Кварцевый тип содержит от 81 до 95 % кварца, а также реликты кальцита, доломита. Кроме того, в небольшом количестве присутствуют мусковит, гетит, ярозит, магнетит, пирит, сидерит, хлорит и ортоклаз. Содержания золота меняются в пределах, от 0,0 до 4,1 г/т, а серебра от 0,0 до 28,6 г/т. В качестве элементов-примесей выступают Ni, Co, Cu, Pb, Zn, Sn, Sb, Mo.

Эпискарновый тип представлен гранат-пироксеновыми, пироксеновыми скарнами с наложенной золото-сульфидной минерализацией. Содержания золота отмечаются в количествах от 0,0 до 0,9 г/т, а серебра от 0,0 до 10 г/т. Кроме того, в рудах установлены примеси Ni, Co, Cu, Zn, Sn, Mo.

В качестве самостоятельного типа выделен колчеданный, развивающийся по актинолит-тремолитовым скарнам. В составе руд преобладают пирит, халько-

пирит, марказит, и в подчиненном количестве, самородное золото. Этот тип отличается наиболее высокими значениями золота (от 2,36 до 1190,5 г/т) и серебра (от 2,2 до 200,7 г/т). В нем содержатся примеси Ni, Co, Cu, As, Pb, Zn, Bi, Sn, Mo.

На скарново-шеелитовом месторождении Саутбай (участке Бургут) установлена золотая минерализация. Она связана с золото-пирит-арсенопиритовой парагенетической минеральной ассоциацией (ПМА), основной продуктивной на месторождении Кокпатас. Там, где проявилась эта ПМА, следует ожидать золотую минерализацию. Вмещающей средой для них служат скарны, карбонатные, вулканогенные, терригенные и интрузивные породы. На участке Бургут золото-вольфрамовое оруденение приурочено к апомагнезиальным известковым скарнам и гранат-кварц-полевошпат-пироксеновым скарноидам, располагающимся в пределах карбонатсодержащих пачек кремнисто-терригенных отложений кокпатасской свиты. Сульфиды обычно цементируют раздробленные скарны и сопровождаются отложением кварца и карбоната. Вблизи от пирита и арсенопирита развита тонкая вкрапленность шеелита.

В сводной схеме гипогенного минералообразования для Центральных Кызылкумов продуктивные на вольфрам и золото парагенетические минеральные ассоциации располагаются рядом. Причем, более ранняя альбит-шеелитовая ПМА сменяется золото-пирит-арсенопиритовой. Этим и объясняется совместное нахождение золота и шеелита.

#### Выводы:

Для золоторудных месторождений Кокпатасского рудного района характерны единые природные типы руд, охватывающие: метасоматически измененные вмещающие породы с наложенной рудной минерализацией, кварцевые жилы с сульфидами и зону окисления. Некоторые отличительные особенности природных типов руд связаны с литологическим составом вмещающих пород.

Основной продуктивной парагенетической минеральной ассоциацией для золоторудных месторождений Кокпатасского рудного района является золото-пирит-арсенопиритовая, подчиненное значение имеют поздние ПМА полиметаллической и золото-серебряной стадий.

Единство природных типов руд на месторождениях района и продуктивность, в основном, золото-пирит-арсенопиритовой парагенетической минеральной ассоциации позволяет использовать общую технологию извлечения металлов.

Апокарбонатный тип золотого оруденения Кокпатасского рудного района имеет некоторые сходства и отличия с Карлин-типом (США). Сходство состоит в общей схеме выщелачивания и окварцевания карбонатных пород с отложением золота и сопутствующих минералов. Главной отличительной особенностью являются то, что в Кокпатасском рудном районе золото связано с ранней золото-пирит-арсенопиритовой

парагенетической минеральной ассоциацией, а в Карлин-типе оно связано с поздней золото-сурьмяно-мышьяковой.

Учитывая приуроченность золота к апокарбонатным позициям, дальнейшие перспективы Кокпатасского рудного района могут быть связаны с толщами, имеющими в своем составе карбонатные породы, которые, при взаимодействии с гидротермальными рудоносными растворами, превращаются в различной степени окремненные (до кварцитов) образования с золото-сульфидной минерализацией, имеющих многоэтажное строение. В связи с этим, дальнейшее направление поисковых работ, с нашей точки зрения, необходимо нацелить на выявление благоприятных геолого-структурных позиций в пределах карбонатсодержащих толщ.

**Список литературы:**

1. Сидоров А.А. О рудно-формационном анализе золотых и золотосодержащих месторождений. / Геология рудных месторождений. 1992, № 6, с. 70-79.

2. Голованов И.М. Геолого-промышленные типы коренных золоторудных месторождений Узбекистана. / *Geologiya va mineral resurslar*. 2000. № 1, с. 18-30.

3. Маркова Э.А., Клемперт С.Я., Гаврилов А.М. Минералогия рудных тел Кокпатасского рудного поля. / В кн.: Рудные формации и основные черты металлогении золота Узбекистана. Ташкент: Фан, 1969, с. 207-213.

4. Клемперт С.Я., Королева И.В. Минеральные ассоциации одного из золоторудных проявлений Западного Узбекистана. / В сб.: Минералогия и геохимия эндогенных месторождений Средней Азии. Вып. 3. Ташкент, изд. САИГИМСа, 1980, с. 11-16.

5. Клемперт С.Я. Исаев А.П. Типоморфные признаки золото-сульфидного оруденения одного из месторождений Западного Узбекистана. / Зап. Узб. отд. ВМО. Вып. 38, 1985, с. 134-137.

6. Клемперт С.Я. О полигенности и полихронности оруденения на одном из золото-сульфидных месторождений Узбекистана. / В сб.: Геология, условия формирования и поисковые признаки месторождений рудных полезных ископаемых Тянь-Шаня. Ташкент, изд. САИГИМСа, 1986, с. 41-47.

7. Цой В.Д. Кварц-карбонат-золоторудная (апокарбонатная) формация и ее роль в расширении минерально-сырьевой базы Узбекистана. / Тез. докл. конф. Актуальные проблемы освоения месторождений полезных ископаемых. Ташкент, 2001, с. 136-137.

УДК 622.271

© Толстов Е.А., Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И., Лильбок Л.А., Колпакова Е.В., Хужакулов А.П. 2005 г.

## МИКРОБИОЛОГИЧЕСКОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УРАНА: ЛАБОРАТОРНЫЕ ЭКСПЕРИМЕНТЫ

**Толстов Е.А.**, главный инженер НГМК, докт. техн. наук; **Куканова С.И.**, руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Зайнитдинова Л.И.**, ст. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Лильбок Л.А.**, начальник лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; **Колпакова Е.В.**, руководитель группы лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; **Хужакулов А.П.**, мл. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз

Республика Узбекистан обладает значительными запасами урана и практически все подтвержденные и прогнозные запасы этого металла сосредоточены в Кызылкумском регионе. Месторождения урана гидрогенного происхождения характеризуются разнообразием минералогического состава, крайне сложными горнотехнологическими и гидрогеологическими условиями залегания, что затрудняет отработку данных месторождений традиционными методами и предопределяет поиск новых и нетрадиционных подходов к извлечению металла. В настоящее время наибольшее распространение получили физико-химические технологии извлечения полезных компонентов, такие как скважинное подземное выщелачивание урана (ПВ), которое имеет ряд преимуществ по сравнению с традиционными способами добычи урана, в числе которых немаловажное значение имеет возможность расширения минерально-сырьевой базы за счет отработки низкосортных руд и относительно низкие затраты. Известно, что ПВ урана из бескарбонатных руд проводится в жестком кислотном режиме. Достоинством этой схемы является высокая кинетика процесса выщелачивания. Однако, значительный удельный расход

кислоты, химическая коагуляция и возможное загрязнение окружающей среды снижают достоинства данной технологии [1, 2, 3].

В связи с этим, 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. Применение биотехнологии в процессах гидрометаллургии ограничивает загрязнение окружающей среды и позволяет вовлечь в переработку руды, извлечение металлов из которых традиционными методами неэкономично. В настоящее время методы биогеотехнологии успешно используются в мировой практике для извлечения целого ряда металлов таких, как медь, золото, уран и др. [4, 5, 6].

Barbic F. et al были проведены лабораторные исследования по использованию хемолитотрофных бактерий для увеличения экстракции урана из твердого остатка после химического выщелачивания руды [7]. Эксперимент, который проводился в течение 45 дней, позволил извлечь 85 % урана с помощью бактерий.

Munoz J. et all в своих исследованиях показали, что 80 % урана было извлечено за 20 дней из окисленных руд и за 75 дней из неокисленных урановых руд [8]. Возможность и применение этих методов в крупномасштабных условиях показана на различных горно-рудных предприятиях. Так, процесс кучного выщелачивания урана с использованием бактериальных растворов осуществлен на руднике Экуза на отвалах 20 и 60 тыс. т руды [9].

Исходя из вышеизложенного, нами были проведены исследования по отбору активной культуры бактерий, устойчивой к промышленным концентрациям урана в растворе, и использованию бактериальных растворов, содержащих трехвалентное железо, для выщелачивания урана из бедных урановых руд Кызылкумского региона.

В работе использовались ацидофильные бактерии *Acidithiobacillus ferrooxidans* штамм КСБ, имеющиеся в коллекции лаборатории водной и рудной микробиологии Института микробиологии АН РУз. Культивирование этих микроорганизмов осуществлялось на жидкой питательной среде 9К Сильвермана-Лундгрена.

Адаптацию микроорганизмов проводили на средах с добавлением растворов, полученных при промышленном выщелачивании урана, с содержанием металла до 600 мг/л.

Количество микроорганизмов определяли методом предельных серийных разведений с высевом на жидкие питательные среды.

Культивирование бактерий осуществляли при  $t$  28-30 °С в качалочных условиях, при 180 об/мин.

Лабораторные эксперименты по выщелачиванию урана бактериальными растворами проводили в емкостях с перемешиванием (для определения пригодности руды). Фильтрационное выщелачивание проводили в колонках. В качестве объекта исследований использовали бедные урановые руды. Бактерии выращивали на модифицированной среде 9К с применением пластовой воды следующего состава (мг/л): U – < 2,0; Na<sup>+</sup> – 180; K<sup>+</sup> – 12,5; Ca<sup>2+</sup> – 310; Mg<sup>2+</sup> – 177,5; Fe<sub>общ.</sub> – 20,5; Si – 0,88; Cl<sup>-</sup> – 0,23; SO<sub>4</sub><sup>2-</sup> – 1999; HCO<sub>3</sub><sup>-</sup> – 168; Al<sup>3+</sup> – 0,21.

Методом последовательной адаптации был получен штамм бактерий, способный к активному биоокислению железа при концентрациях урана выше 100 мг/л, который использовался в лабораторных исследованиях по выщелачиванию урана.

Известно, что в природе энергичный вынос урана из пород происходит в условиях окисления пирита. Не умаляя роль бактерий в этих процессах, стоит отметить, что ведущая роль принадле-

жит окисному железу, который окисляет четырехвалентный уран до шестивалентного. А основная функция бактерий в этих процессах заключается в регенерации трехвалентного железа при окислении железа или пирита, а также в каталитическом ускорении процесса.

Учитывая вышеизложенное, были проведены исследования по определению пригодности руд различных месторождений к выщелачиванию урана с использованием микроорганизмов. Для лабораторных геотехнологических исследований были отобраны технологические пробы месторождений Букинай и Лявлякан.

Опыты проводились в колбах Эрленмейера, при перемешивании. При соотношении Ж:Т=5:1, исходное рН среды составлял 1,5, исходное количество клеток –  $6,0 \cdot 10^8$  кл/мл.

В лабораторных опытах показана пригодность руд этих месторождений к выщелачиванию с использованием микроорганизмов (табл.). Установлено, что при меньшем содержании в руде пирита, что характерно для пробы руды месторождения Лявлякан, увеличивается расход кислоты.

Для месторождения Букинай показано, что процент извлечения урана из руды меньше, что очевидно связано с наличием большого количества сульфидов, для окисления которых требуется более длительный период.

Анализ полученных результатов исследований свидетельствует о том, что во всех вариантах опыта применение бактерий способствует ускорению окислительных процессов, выносу урана в раствор.

Полученные результаты предварительных исследований показали целесообразность проведения исследований в модельных колонках.

В качестве объекта испытаний, на основании проведенных исследований, была отобрана руда (проба № 1) следующего состава (%): U – 0,030; Fe<sub>общ.</sub> – 1,1; CO<sub>2</sub> < 0,5.

Были подготовлены колонки, заполненные 600 г руды. Выщелачивание осуществляли в контрольном варианте с предварительной водной отмывкой и

Таблица  
Определение пригодности руд различных месторождений к бактериальному выщелачиванию

Проба руды	Окислитель	Концентрация урана в растворе, г/л	Извлечение урана, %	Расход кислоты, кг/кг U
Проба № 1 (Букинай)	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (рН среды 1,5)	0,068	63,4	81,6
	Бактериальный раствор – $6,0 \cdot 10^8$ кл/мл	0,075	87,7	73,6
	Бактериальный раствор – $2,5 \cdot 10^8$ кл/мл	0,064	66,4	56,3
Проба № 2 (Лявлякан)	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> (рН среды 1,5)	0,087	87,8	31,6
	Бактериальный раствор – $6,0 \cdot 10^8$ кл/мл	0,100	95,7	43,3
	Бактериальный раствор – $2,5 \cdot 10^8$ кл/мл	0,105	99,1	20,7

кислотным раствором ( $H_2SO_4$ , pH среды 1,5).

В опытных вариантах выщелачивание осуществлялось следующим образом:

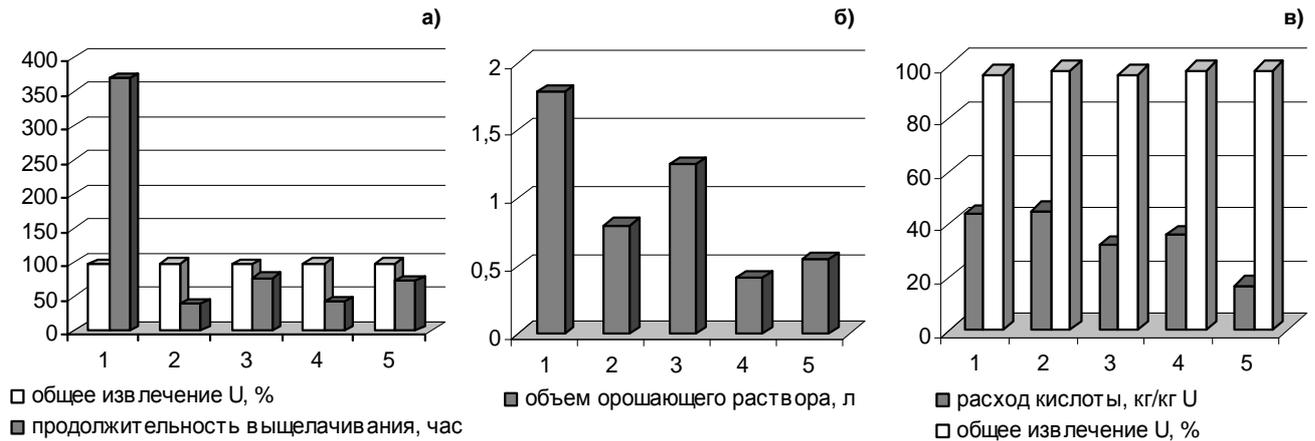
1. В первом варианте было проведено предварительное закисление руды до установления pH в оборотных растворах на уровне 2,2-2,3, после чего было начато выщелачивание бактериальными растворами.

2. Во втором варианте выщелачивание бактериальным раствором, содержащим *A.ferrooxidans* КСБ, проводилось без предварительного закисления руды.

до 77 ч, тем не менее, этот показатель меньше, чем в контрольном слабокислотном варианте.

Сравнительный анализ технологических показателей процесса биовыщелачивания урана из бедных руд, представленный на рис. показывает очевидные преимущества метода бактериального выщелачивания в сравнении со слабокислотным выщелачиванием.

Одним из очевидных преимуществ применения бактериальных растворов, содержащих *A.ferrooxidans*, при выщелачивании урана является сокращение



**Рис. Сравнительный анализ показателей выщелачивания:** а) продолжительность выщелачивания; б) объемы растворов выщелачивания в различных вариантах лабораторных опытов; в) расход кислоты в различных вариантах опыта. 1 – контроль, слабокислотное выщелачивание; 2 – выщелачивание с предварительным закислением серной кислотой и последующим бактериальным выщелачиванием; 3 – выщелачивание с предварительным закислением серной кислотой и последующим выщелачиванием разбавленным бактериальным раствором, содержащим *A.ferrooxidans*; 4 – выщелачивание с использованием бактериального раствора, содержащего *A.ferrooxidans*; 5 – выщелачивание разбавленным бактериальным раствором, содержащим *A.ferrooxidans*

Анализ полученных результатов процесса выщелачивания показывает, что извлечение урана из руды достигает 96-98 % во всех вариантах опыта. Так, в контрольном варианте, где выщелачивание руды проводилось слабокислотными растворами, общее извлечение урана из кека составляло 96,6 %, при продолжительности процесса 370 ч. Применение бактериальных растворов изменило период выщелачивания в разных вариантах опыта от 40 до 77 ч.

При использовании бактериальных растворов, содержащих *A.ferrooxidans*, и при предварительном закислении руды в первоначальный период выщелачивания слабокислыми растворами также отмечается вынос урана в раствор (до 0,043 г/л). При этом следует отметить, что в выходящих растворах выделялись аборигенные формы железобактерий, количество которых достигало  $2,5 \cdot 10^1 - 10^2$  кл/мл. С началом бактериального выщелачивания *A.ferrooxidans* штаммом КСБ количество урана в выходящих растворах увеличивается (0,086 г/л), максимально выявляемые концентрации урана достигают 0,160 г/л, что предопределяет сокращение периода выщелачивания до 40 ч.

Применение разбавленных бактериальных растворов, содержащих *A.ferrooxidans*, после закисления руды увеличивает продолжительность выщелачивания урана

продолжительности процесса в несколько раз. Если при слабокислотном выщелачивании продолжительность процесса составляет 370 ч, то применение *A.ferrooxidans*, в любых вариантах позволяет уменьшить продолжительность процесса в 5-7 раз (рис., а). Соответственно этому отмечается значительное снижение объемов выщелачивающих растворов в процессах биовыщелачивания. Так, в вариантах без предварительного закисления руды объем раствора снижается практически в три раза (рис., б).

Важным технологическим показателем является расход серной кислоты, как на подкисление руды, так и в процессе выщелачивания на подкисление оборотных растворов. Установлено, что расход кислоты остается на уровне контрольного слабокислого выщелачивания лишь в варианте с предварительным закислением руды и последующим бактериальным выщелачиванием. При разбавлении культуральной жидкости бактерий расход кислоты снижается до 32 кг/кг U, а в вариантах прямого биовыщелачивания урана расход кислоты снижается до 16,7 кг/кг U при разбавлении бактериальных растворов (рис., в).

Таким образом, полученные результаты лабораторных испытаний свидетельствуют о возможности применения метода бактериального выщелачивания на определенных участках урановых месторождений

и, кроме того, показывают конкурентноспособность биовыщелачивания по отношению к слабокислотному выщелачиванию урана.

**Список литературы:**

1. Толстов Е.А.. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. Москва, 1999, 313 с.
2. Толстов Е.А., Першин М.Е. Совершенствование технологии добычи урана способом подземного выщелачивания. // Горный журнал. Спец. выпуск. 2002. с. 121-124.
3. Толстов Е.А., Латышев В.Е., Лильбок Л.А., Куканова С.И., Зайнудинова Л.И. Возможности применения биогетехнологии при выщелачивании бедных и упорных руд, Горный журнал, № 8, 2003, с. 63-65.

4. Каравайко Г.И. Практическое руководство. Биогетехнология металлов. 1989. С.371.
5. Briery J.A. Expanding role of microbiology in metallurgical processes. // Mining Engineering. 2000. 52. № 11. P. 49-53.
6. Lovley D.R., Phillips E.J.P., Gorby Y.A., Landa E.R. Microbial reduction of uranium. // Nature. 1991. 350. P. 423-417.
7. Barbic F., Vukovic-Pal M., Canic N. Microbiological leaching of uranium. // Biohydromet. Jackson, Wyo. Aug. 13-18. 1989 Abstr. EMR Canmet. US B.Mines-US DOE. 1989. P. 48.
8. Muñoz J. A., González F., Blázquez M. L., Ballester A. A study of the bioleaching of a Spanish uranium ore. // Hydrometallurgy. Part I. 1995. V.38. P. 39-57.
9. Cerda J., Gonzalez S., Rios J.M., Quintana T. Uranium concentrates bioproduction in Spain. // Biohydromet. 91: 9<sup>th</sup> Int. Symp. 75<sup>th</sup>. Event Eur.Fed. Biotechnol. Troia, Sept. 9-13, 1991. P. 74-75.

УДК 622.271

© Толстов Е.А., Куканова С.И., Эргашев У.А., Митраков О.Е. 2005 г.

## ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО БИООКИСЛЕНИЮ СУЛЬФИДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКПАТАС» ПЕРКОЛЯЦИОННЫМ СПОСОБОМ

**Толстов Е.А.**, главный инженер НГМК, докт. техн. наук; **Куканова С.И.**, руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Эргашев У.А.**, зам. главного инженера ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Митраков О.Е.**, инженер-технолог опытно-технологической лаборатории ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК

В настоящее время запасы окисленных руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» в основном отработаны. Переработка сульфидных руд нижних горизонтов по действующей технологии на ГМЗ-3 не представляется возможным, в виду их технологической упорности, вызванной тесной ассоциацией золота с сульфидами (пирит, арсенопирит). Внедрение новой технологии (BIOX) по переработки упорных сульфидных руд согласно принятой программы реконструкции завода требует времени. В условиях дефицита пригодного для переработки сырья, интересны незатратоёмкие инженерные решения, позволяющие загрузить производственные мощности ГМЗ-3 до пуска в эксплуатацию технологии BIOX. В связи с этим научные исследования, направленные на поиск эффективных параметров бактериального окисления сульфидных руд кучным способом, позволяющий проводить подготовку упорных руд для переработки по действующей технологии ГМЗ-3, является актуальной.

В настоящее время имеется достаточное количество публикаций, посвященных исследованиям в этом направлении [1]. Наиболее удачными экспериментами в плане кучного бактериального выщелачивания золотосодержащих руд являются исследования, проведенные фирмой «Newmont corporation», завершившееся созданием промышленных куч до 1 млн т [2].

Проведенный анализ современного состояния процесса кучного выщелачивания с применением микроорганизмов показывает, что необходимо

строгое апробирование метода выщелачивания, так как региональный состав руды требует индивидуальных подходов к технологии ведения процесса.

Для определения принципиальной возможности биоокисления высококарбонатных сульфидных руд месторождения «Кокпатас» кучным способом на ГМЗ-3 НГМК совместно с институтом микробиологии АН РУз проведены лабораторные исследования.

Объектом исследований явилась проба руды карьера «Южный» месторождения Кокпатас. Химический и минералогический состав пробы представлен в табл. 1, 2. Извлечение золота прямым сорбционным цианированием составило 25,7 %. По результатам рационального анализа пробы доля цианируемого золота составляет 23,5 %, золото способное вскрыться в результате микробиологического разрушения сульфидных минералов, т.е. заключенное в пирите и арсенопирите -37,0 % (табл. 3). Проведенные предварительные исследования по биоокислению руды в активном режиме (измельченный до 80 % класса -0,074 мм) на

Таблица 1

Химический состав руды

Компоненты	Массовая доля, %	Компоненты	Массовая доля, %
Au (г/т)	3,38	SiO <sub>2</sub>	54,74
As	0,684	MgO	2,12
S <sub>общ.</sub>	2,398	CaO	3,50
S <sub>сульфид.</sub>	2,208	TiO <sub>2</sub>	0,78
Fe <sub>общ.</sub>	4,02	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14,04
Fe <sub>сульфид.</sub>	1,96	CO <sub>2</sub>	5,26

Таблица 2

Минеральный состав руды (неполный)	
Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц	27,5
Карбонаты (доломит, кальцит)	16,8
Полевые шпаты	23,0
Слюды	12,7
Глинисто-гидрослюдистые	9,3
Сульфиды	8,4
Гидроксиды железа, ярозит, скородит	1,8

Таблица 3

Результаты рационального анализа исходной пробы	
Форма нахождения золота	Содержание золота, %
Золото свободное и в сростках (цианируемое)	23,5
Золото, покрытое плёнками, разрушаемые щёлочью (мышьяковистые минералы) (трудноцианируемое)	5,3
Золото, покрытое плёнками окисленных минералов железа (трудноцианируемое)	11,6
Золото, заключённое в пирите и арсенопирите	37,0
Золото тонковкрапленное в породе	22,6



1. Контактный чан для приготовления инокулянта.
2. Питающая емкость.
3. Реакционная колонка.
4. Сборник растворов.
5. Насос.

Рис 1. Схема цепи аппаратов биоокисления сульфидных руд перколяционным способом

пригодность метода бактериального окисления показали, что извлечения золота при внесении 50 % биомассы бактерий в пульпу (Т:Ж=1:5) составляет около 76 % в течение 15 сут культивирования, что показало возможность использования исследуемой пробы руды в процессах фильтрационного биоокисления.

Опыты по перколяционному биоокислению проводили в колоннах диаметром 219 мм и высотой 1,5 м на навесках руды 45-50 кг (рис. 1). Руда была издроблена до класса крупности -20 мм (-20 +10 мм - 42 %, -10+5 мм - 23,8 %, - 5 +2 мм - 16,3 %, -2 мм - 17,9 %). Дробленую руду помещали в колонны. Наличие

карбонатов в руде требовало предварительного её закисления. Декарбонизацию проводили в «мягком» режиме раствором серной кислоты с рН=1,5 в течение 40-45 сут. Расход кислоты составил 86,7 кг/т. После установления рН в оборотных растворах на уровне 1,8-2,0 колонны биоцианируемым раствором с интенсивностью 200-220 л/м<sup>3</sup>сут. Истекающие из колонн растворы рециркулировали на орошение. Бактериальные растворы в напорных ёмкостях, установленных над колоннами барботировались воздухом. Кроме того, колонны также были оснащены подводом воздуха в рудный слой нижней части колонны. Запущены в работу 4 колонны с различной продолжительностью 25, 50, 100, 150 сут. Эксперимент осуществлялся при температуре 22-26 °С. В исследованиях использованы культуры тионовых бактерий, выделенные из рудного материала месторождения «Кокпатаг» в институте микробиологии АН РУз.

По окончании процесса биоокисления колонны с окисленной рудой промывали водой до рН=4,0-4,5, при этом расход воды составил 0,6-0,8 м<sup>3</sup> на 1 т руды. Затем выгруженный с колонн материал измельчали с добавкой извести для окончательной нейтрализации. Расход извести составил 16-18 кг/т.

Проведённые анализы продуктов биоокисления показали, что за 150 сут обработки степень окисления серы сульфидной достигало 49,6 % (табл. 4). Извлечение золота при сорбционном цианировании продуктов биоокисления составило 31,2-48,3 % в зависимости от продолжительности процесса биоокисления.

Таблица 4

Результаты цианирования продуктов биоокисления и анализов хвостов					
№ колонны	Время обработки, сут	Извлечение золота, %	Содержание компонентов в продуктах биоокисления, %		Степень окисления S сульф., %
			S общ.	S сульф.	
1	25	31,2	3,446	1,417	35,8
2	50	41,6	3,473	1,269	42,5
3	100	45,7	3,348	1,176	46,7
4	150	48,3	3,033	1,111	49,6

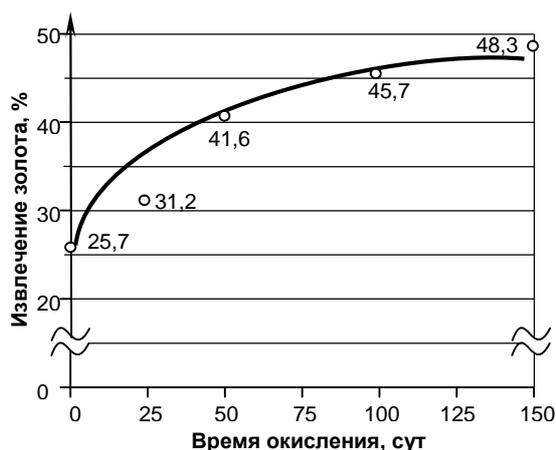


Рис. 2. Зависимость извлечения золота при цианировании от продолжительности бактериального выщелачивания

На рис. 2 показана зависимость извлечения золота при сорбционном цианировании руд, подвергнутых бактериальному окислению в перколяционном режиме при различных продолжительностях. Как видно из рис. 2, наиболее интенсивно процесс вскрытия протекает в первые 50 сут. Затем процесс окисления сульфидов замедляется. Нужно отметить, что процесс окисления не выходит на уровень стабильных показателей на 150 сут. Для определения влияния крупности материала на степень окисления руды, после биоокисления материал был рассеян на классы крупности и было проведено цианирование каждой фракции в отдельности (табл. 5). При цианировании фракции класса -2 мм, извлечение золота составило 59,15 %.

Таблица 5  
Результаты цианирования продуктов биоокисления по классам крупности

Классы крупности, мм	Выход классов, %	Извлечение золота, %
- 20 + 5	59,1	37,15
- 5 + 2	18,8	42,7
- 2	22,1	59,15

Таким образом, в результате проведенных исследований установлена принципиальная возможность биоокисления упорных золотосодержащих сульфидных руд месторождения Кокпатас в перколяционном режиме. Извлечение золота за 150 сут бактериального окисления руды крупностью -20 мм составило 48,3 %, против 25,7 % при прямом цианировании. Представляют интерес результаты цианирования продуктов биоокисления различных классов крупности, которые свидетельствуют об имеющемся резерве по увеличению извлечения золота. Наличие в рудах месторождения Кокпатас карбонатов требует предварительного закисления.

Список литературы:

1. Дементьев В.Е. и др. Кучное выщелачивание золота и серебра. Иркутск, ИРГИРЕДМЕТ, 2004, 352 с.
2. Проведение исследований по разработке технологии извлечения золота из руд месторождений Кокпатас и Даугызтау с предварительным окислением сульфидов. Отчёт о НИР, институт микробиологии АН РУз, ЦНИЛ НГМК, Навои-Ташкент-2003, 98 с.

УДК 622:622.28

© Оруджов У.С., Абдуразаков А.А., Лобанов В.С., Киселенко А.С., Мухитдинов А.Т. 2005 г.

## ОПЫТ И НАПРАВЛЕНИЯ ДАЛЬНЕЙШЕГО РАЗВИТИЯ ПРИМЕНЕНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ И ЭКОНОМИЧНЫХ КОНСТРУКЦИЙ КРЕПИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Оруджов У.С., зам. технического директора ОАО «Алмалыкский ГМК»; Абдуразаков А.А., главный инженер Ангренского рудоуправления ОАО «Алмалыкский ГМК»; Лобанов В.С., начальник лаборатории ТПР «O'zGEOTEXLITI»; Киселенко А.С., инженер первой категории лаборатории ТПР «O'zGEOTEXLITI»; Мухитдинов А.Т., инженер первой категории лаборатории ТПР «O'zGEOTEXLITI»

Изыскание рациональных и экономичных видов крепи, совершенствование технологии работ по креплению горизонтальных и наклонных выработок взамен традиционных деревянных (неполные трапециевидные рамы) и металлических из спецпрофиля СВП-17 (арочная и трапециевидная) является важнейшей задачей горнорудных предприятий.

На горнорудных предприятиях ОАО «Алмалыкский ГМК», разрабатывающих жильные месторождения (Кочбулак, Семгуран, Акбулак, Гузаксай, Пирмираб и др.), ежегодно проходится до 5 км горизонтальных и наклонных горных выработок сечением 5-7,5 м<sup>2</sup>

при общей протяженности действующих выработок не менее 20 км.

Вмещающие породы, окружающие подземные выработки, как правило среднеустойчивые, допускают обнажение сравнительно небольшой площади до 15 м<sup>2</sup>, особенно в начальный период проходки, когда породы насыщены влагой и требуют крепления кровли. При осушении, после проходки выработки, устойчивость пород повышается, и вмещающие породы допускают значительные обнажения и требуют лишь частичного поддержания кровли крепью. Обычно около 30 % горизонтальных и наклонных выработок

проходятся с креплением, особенно в местах пересечения их с геологическими нарушениями.

Основными видами крепи являются деревянная (неполные трапециевидные рамы) и металлическая из спецпрофиля СВП-17 (арочная и трапециевидная), которые устанавливаются вразбежку. Вместе с тем, поскольку крепление, как правило, устанавливается со значительным отставанием от проходческих работ, после начала образования свода естественного равновесия, то после установки крепежных рам необходим значительный объем леса для забутовки образовавшихся пустот над крепежной рамой. Все эти факторы приводят к значительному удорожанию себестоимости горизонтальных и наклонных выработок. Кроме того, применение вышеперечисленных видов крепления требует значительных финансовых средств в иностранной валюте, поскольку крепежные материалы поставляются в основном из-за границы.

Одним из экономичных видов крепи, применяемых на рудниках комбината, является крепление выработок набрызгбетоном и железобетонными анкерами (штангами), причем бурение шпуров под анкерную крепь производится непосредственно при обустройстве забоя при проходке выработки. Расчетами, произведенными специалистами института «O'zGEO-TEKHLIT», определены параметры крепления выработки набрызгбетоном и анкерной крепью. Расчетная толщина набрызгбетона, позволяющая надежно закрепить кровлю и бока выработки составляет 40 мм, что обеспечивается практически нанесением слоя набрызгбетона за один прием.

При применении анкерной крепи требуемые показатели устойчивости кровли обеспечиваются при установке 3 анкеров в кровле выработки, шаг установки анкерной крепи – до 1,5 м. Арматура, используемая в железобетонных штангах, представляет собой отрезок стали периодического профиля диаметром 12-14 мм или крепи троса такого же диаметра, в том числе бывшего в употреблении. Глубина анкерования составляет – до 2 м.

Основной недостаток железобетонной анкерной крепи состоит в том, что до схватывания цементной смеси анкер находится в нерабочем состоянии. Это можно устранить, если в конструкцию анкера включить замок, способный первоначально удерживать стержень анкера в шпуре. Простейший замок для удержания анкера в шпуре представляет собой деревянную пробку с отверстием чуть меньше, чем диаметр арматуры и наружным диаметром на 0,5-1 мм меньше диаметра шпура. Анкер с деревянной пробкой на конце вводится в шпур и ударом молотка расклинивается в шпуре, который затем заполняется цементно-песчаной смесью. Железобетонные анкера являются жесткой крепью, это в ряде случаев привело к обрушению заанкерванной кровли, особенно в зоне влияния очистных работ. Вывалы пород происходят, в основном, от значительной деформации самой кровли. Возможно, обеспечить некоторую подат-

ливость анкерной крепи, путем отгиба ее концов по разной форме (рис. 1, а, б, в). Установлено, что большее сопротивление сдвиганию пород оказывают концы стержней анкеров, изогнутых по форме, приведенной на рис. 1, в.

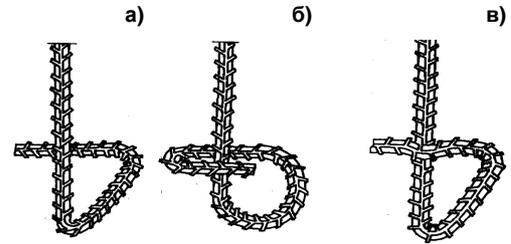


Рис. 1. Конструкции податливых опор железобетонных анкеров

Кроме того, концы стержней анкерной крепи, выступающие в выработку, могут иметь различное оформление, с учетом использования их для подвески кабелей, трубопроводов, установки деревянных подхватов или монтажа гибкого перекрытия при укреплении висячего блока.

Наблюдения за состоянием выработок на жильных месторождениях ОАО «Алмалыкский ГМК» показали, что даже в неустойчивых породах нуждается в закреплении, как правило, кровля, а бока выработок могут длительное время оставаться незакрепленными, причем больших вывалов пород не происходит. Учитывая это, можно во многих случаях отказаться от установки всех элементов рамной или арочной крепи, а подвешивать только верхняк при помощи анкерхомутов, устанавливаемых в стенках выработки или анкеров, закрепленных в кровле (рис. 2). При неустойчивых породах кровли и необходимости установки сплошной крепи в выработках, верхняки можно устанавливать на продольные (боковые) прогоны (подхваты) (рис. 3).

Способ крепления выработки путем установки только верхняков позволяет уменьшить ширину выработки (на 45-50 см) и соответственно объем проходки, причем крепежного леса расходуется на 60-65 % меньше, а стоимость проходки снижается на 20-25 %.

Наряду с традиционными подхватами, устанавливаемыми как поперек, так и вдоль выработки при использовании анкерной крепи (деревянными, из

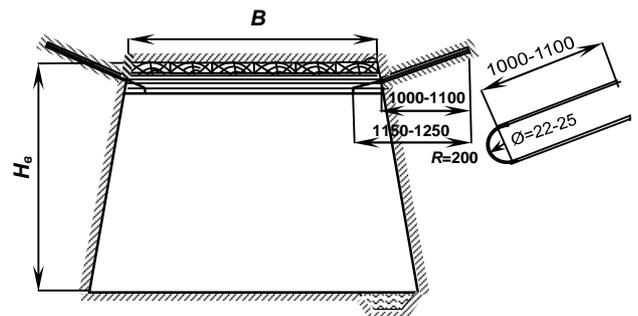


Рис. 2. Установка деревянных верхняков при помощи анкер-хомутов (фигурных скоб)

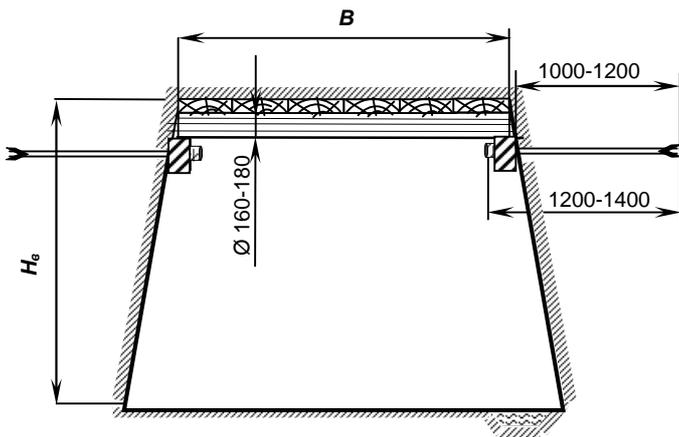


Рис. 3. Установка верхняков на продольных прогонах, закрепленных при помощи одинарных анкеров

металлопроката сортамента № 10, № 12, спецпрофиля СВП-17) в последнее время применяются гибкие анкерные подхваты для крепления подготовительных и очистных выработок. Так, для крепления горизонтальных и наклонных выработок, проводимых по слабоустойчивым породам, можно использовать составные анкерные подхваты из полосовой стали 6×90 мм или 5×100 мм, позволяющие обеспечить полную перетяжку кровли и боков выработки с затяжками.

Составные анкерные полуподхваты из полосовой стали (рис. 4) состоят из двух основных полуподхватов 1, двух боковых 2 и анкеров 3. Основные 1 и боковые 2 полуподхваты выполнены с отверстиями 4 под анкера 3, при этом с боковых сторон в каждом основном полуподхвате 1 отверстия 4 располагаются на небольшом расстоянии. Боковые полуподхваты 2 крепят к основным посредством их наложения одного на другой и скрепления с анкерами 3.

Основные полуподхваты 1 устанавливают в кровле выработки на всю ее ширину и отгибаются на боковые стенки, на которых сочленяются с боковыми полуподхватами.

Перспективным является использование анкерных подхватов из каната, в том числе и бывшего в употреблении, и использование в качестве гибкого подхвата полиэтиленовых труб (рис. 5 и 6).

При использовании канатного верхняка предварительное натяжение в канатном подхвате 1 (рис. 6) может быть обеспечена путем соответствующей последовательности установки. При этом, по концам анкеров закрепляются специальные наконечники с отверстиями 3 или делаются на концах каната петли. Канатный подхват принимается длиной на 150-200 мм меньше периметра поддерживаемых обнаженных пород. Вначале, в заранее пробуренных в боковых породах шпурах устанавливают анкеры 2, 4, а затем угловые анкеры 7-10 со сферическими опорными элементами 11-12.

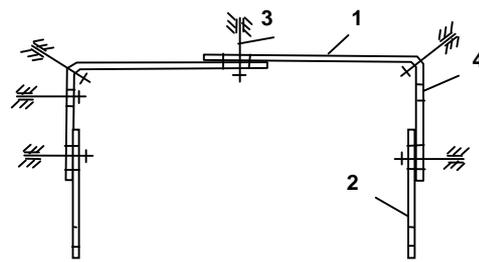


Рис. 4. Составной анкерный подхват из полосовой стали сечением 6×90 или 5×100 мм

При завинчивании гаек анкеров 7-10 опорные элементы 11 и 12 перемещаются по длине стержня анкеров и создают предварительное натяжение в канате. Последней операцией является установка в шпуре среднего анкера 6, стержень которого проходит через соответствующее отверстие в канате. Поверхность выработки перетягиваются затяжками в тот момент, когда установлены анкеры 4 и 5, и угловые анкеры 7-10 до окончательного завинчивания их гаек.

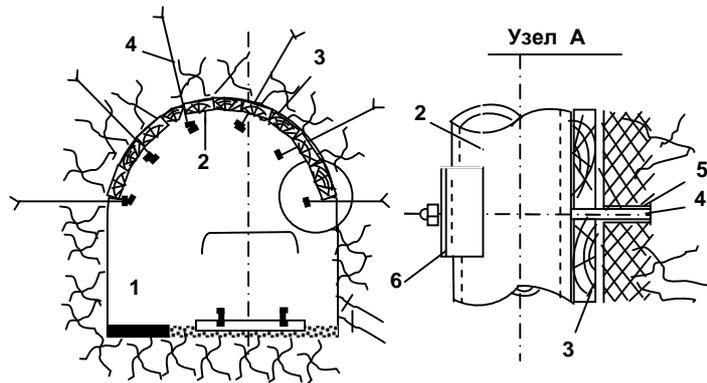


Рис. 5. Крепление горизонтальной и наклонной выработки податливой комбинированной анкерной крепью с использованием полиэтиленовой трубы в качестве гибкого подхвата: 1 – выработка; 2 – полиэтиленовая труба диаметром 90-100 мм; 3 – дощатая затяжка; 4 – штанга; 5 – шпур; 6 – предохранительная прокладка

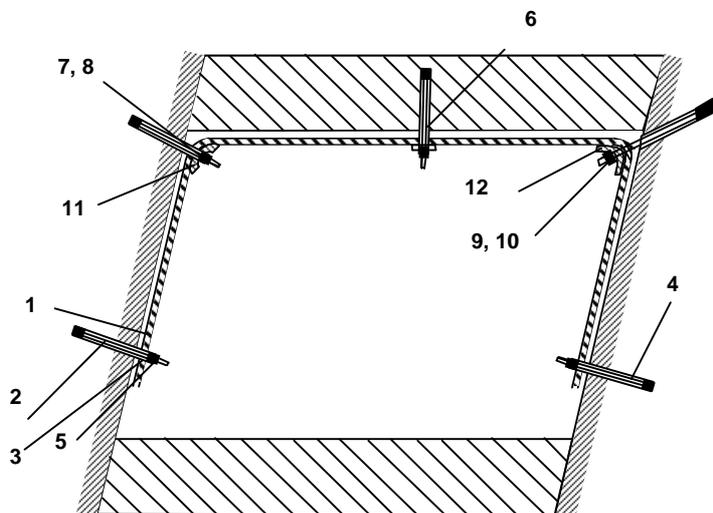


Рис. 6. Схема установки канатного подхвата в выработке

Перспективным является использование при рамных креплениях затяжек из стеклопластика ИГД им. Скопинского. Они имеют корытообразную форму с гофрированной плоскостью в средней части и изготавливаются из стеклохолста ХЖКН, пропитанного фенольноформальдегидной смолой (рис. 7). Затяжки изготавливаются двух типов – размеров по ширине 300 и 500 мм с несущей способностью 3,5-4 тс/м<sup>2</sup>.

Наиболее совершенная и простая технология изготовления решетчатой сварной затяжки может быть освоена на предприятиях ОАО «Алмалыкский ГМК». Конструктивной особенностью армопластиковой трехслойной затяжки является то, что она имеет две решетчатые сварные затяжки с размером ячеек 80×250 мм, смещенные относительно друг друга на половину ячеек в обоих направлениях, и расположенную между ними стеклоткань. Решетка имеет продольные и поперечные прутки, соединенные друг с другом сваркой в точках пересечения. По двум смежным сторонам решетки с ячейками, в два раза превышающими размеры ячеек готовой затяжки, предусмотрены консоли, предназначенные для соединения решеток между собой сваркой по периметру (рис. 8).

При изготовлении затяжки гибкую ткань помещают между решетками и при поджатии решеток друг к другу ткань изгибают по синусоиде между поперечными прутками одной и продольными прутками другой решетки. Для фиксации синусоидально изогнутой ткани производят сварку решеток между собой в точках по периметру решеток.

При проведении производственных исследований по установлению наиболее эффективных конструкций легкой крепи, одновременно определялась технико-экономическая эффективность комбинированной железобетонной анкерной крепи по сравнению с деревянными крепежными рамами.

Сопоставление крепей производилось при использовании их в одинаковых горно-геологических условиях.

Основой технико-экономического сравнения по затратам на возведение различных видов крепи служили хронометражные наблюдения, калькуляции себестоимости горно-подготовительных работ Ангреноского рудоуправления, цены на полиэтиленовые трубы «POLIMER GROUP», журналы «Оптовик».

В результате технико-экономического сравнения установлено, что при применении комбинированной анкерной крепи стоимость крепления одного метра выработки по сравнению с деревянной крепью сократилось в два раза, сечение проходимой выработки уменьшилось на 15-20 %.

Анализом затрат установлено, что экономия при анкерной крепи достигается в основном за счет сокращения стоимости крепежных материалов на 1 м выработки, транспорта и доставки их в забой, уменьшения сечения выработки в проходке, снижения тру-

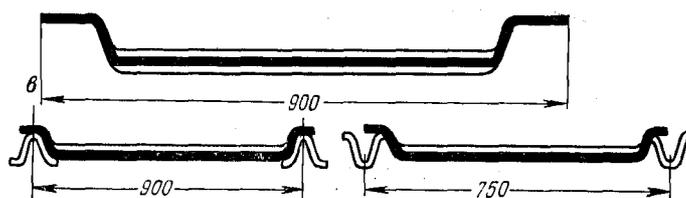


Рис. 7. Способы установки затяжки между рамами

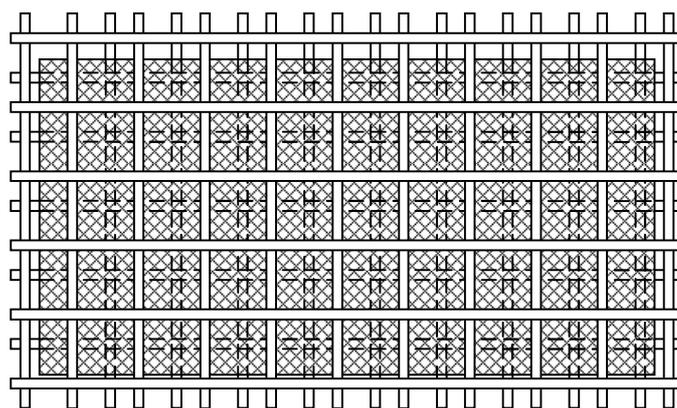


Рис. 8. Конструкция решетчатой затяжки

доемкости работ по креплению и сокращение затрат на поддержание выработки при ее эксплуатации.

#### Выводы:

1. Дальнейшими направлениями применения рациональных и экономичных видов крепления на предприятиях ОАО «Алмалыкский ГМК» являются: увеличение объемов крепления комбинированными типами крепи – анкерными с гибкими подхватами на основе применения крепежных материалов из местного сырья (полиэтиленовых труб, полосовой стали, канатов, ранее бывших в употреблении), использование армопластиковой затяжки вместо деревянной, которую легко изготовить на предприятии.

2. Предлагаемые виды крепления позволяют значительно снизить затраты на крепление, уменьшить сечение проходимых выработок на 15-20 %. Стоимость проходки одного погонного метра выработки снижается в 2 раза.

#### Список литературы:

1. Мухтаров Г.Г., Гелескул М.Н., Исмаилов Д.И. Совершенствование крепления горизонтальных выработок при разработке жильных месторождений, М.: Недра, 1976. с. 148-161.
2. Широков А.П., Лидер В.А., Дзауров М.А. и др. Анкерная крепь. Справочник, М.: Недра, 1990. с. 50-70.
3. Исследование систем разработки рудных тел со сложными элементами залегания месторождения Кочбулак Ангреноского рудоуправления и выдача рекомендаций по их совершенствованию Отчет о НИР (заключительный) «O'zGEOEXLITI» руководитель В.С. Лобанов Инв. № ПТ66305, контракт № 152-Н/21-1179 ЮР.

## К ВОПРОСУ О ПУТЯХ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ И КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИН ПОДЗЕМНЫХ ГАЗОГЕНЕРАТОРОВ ОАО «ЕРОСТИГАЗ»

Хурсанов Х.П., главный инженер ОАО «Узбекуголь»; Русских С.Н., главный инженер ОАО «Еростигаз»; Цой А.Л., начальник ПТО ОАО «Еростигаз»

При бесшахтной разработке угольных пластов методом подземной газификации технологические скважины являются одним из важнейших конструктивных элементов подземного газогенератора. Они служат непосредственно для вскрытия газифицируемого пласта, используются при создании сбочных каналов, а также в процессе газификации - для подачи дутья и отвода получаемого газа.

В себестоимости газа ПГУ буровые работы занимают весомую долю. Поэтому дальнейшее совершенствование техники и технологии бурения скважин может оказать существенное влияние на снижение затрат по производству газа ПГУ. Это может быть осуществлено либо путем снижения себестоимости буровых работ, либо за счет увеличения срока службы скважин. Себестоимость бурения скважин может быть снижена путем правильной организации буровых работ, использования более совершенной буровой техники и строгого соблюдения технологии бурения скважин [1-4]. Срок службы скважин может быть увеличен за счет качественного конструктивного их выполнения (качественных обсадки, тампонажа и др.) и за счет правильной их эксплуатации.

В последние годы наблюдается тенденция увеличения непроизводительного времени на ликвидацию аварий и ремонтных работ. Все еще большой удельный вес в общем балансе времени занимают простои.

**Монтаж и демонтаж оборудования.** Бурение технологических скважин на ОАО «Еростигаз» осуществляется буровыми станками типа ЗИФ-1200 МР. Эти станки имеют устаревшие конструкции, они слабо механизированы. Из-за отсутствия последних на монтаж и демонтаж этих станков затрачивается значительное время, увеличивающееся к тому же по мере ухудшения технического состояния станков. Этим объясняется увеличение затрат времени на эти операции. Сокращение затрат времени на монтажно-демонтажные работы возможно лишь с вводом в эксплуатацию современных буровых агрегатов.

**Бурение скважин.** Бурение скважин производится долотом диаметром 132 мм или 151 мм с последующим расширением под обсадную колонну диаметром 139,7 мм - 219 мм до глубины, заданной в геологическом наряде (примерно на 2-3 м выше залегания кровли угольного пласта). Затем перебуривают породы угленосной толщи, угольного пласта и подстилающих пород применением колонковой трубы диаметром 89-108 мм (с обязательным подъемом керна) на глубину 4-5 м ниже залегания почвы угольного

пласта. В процессе колонкового бурения по керну (в случае отсутствия его по времени проходки и по выносу шлама) определяют контакты угольного пласта с вмещающей породой. После подъема бурового инструмента производятся геофизические исследования в скважине, с помощью которых отбиваются кровля и подошва угольного пласта. Точно установив залегание угольного пласта, определяют глубину спуска обсадной колонны, затем нижнюю часть скважины расширяют до глубины 2 м до подошвы угольного пласта и производят обсадку и цементаж затрубного пространства колонны. При бурении по данной технологии обеспечивается успешное выполнение работ и высокое качество скважин.

Однако анализ опыта работ показал, что при бурении скважин на ОАО «Еростигаз» наблюдается ряд существенных недостатков:

- бурение наклонных и наклонно-горизонтальных скважин производится без должного контроля из-за отсутствия исправных инклинометров, в связи с чем возникает необходимость бурения новых стволов;
- в процессе бурения, как правило, не производятся анализы глинистого раствора, бурение зачастую ведется на растворе неудовлетворительного качества, что приводит к серьезным осложнениям и авариям;
- глинистый раствор практически не очищается, в результате наблюдается значительный износ грязевых насосов, бурильных труб и др., а также непроизводительно тратится энергия на повторное измельчение выбуренной породы, происходит зашламовывание скважин, приводящее к прихвату инструмента;
- скважины бурятся трехшарошечными долотами.

Как правило, при выборе типа долота не учитываются условия его работы (твердость пород), поэтому иногда долота, предназначенные для бурения в породах средней крепости, используются при бурении мягких пород, и наоборот. Неправильный подбор долота отрицательно сказывается на их расходе, а также на производительности работ.

Устранение указанных недостатков позволит повысить производительность бурения и улучшить качество скважин.

**Спуск и подъем инструмента.** При спуско-подъемных операциях, вместо установки бурильных труб в свечи, трубы укладываются на приемный мост. Отсутствие какой-либо механизации этих работ делает их небезопасными, вызывает значительные затраты физического труда, отнимает много времени. Снижение затрат времени на спуско-подъемные операции

возможно лишь слаженной работой буровых бригад. Применение современных буровых станков позволит снизить затраты времени на спускоподъемные операции до минимума.

**Качество обсадки скважин.** Обсадка скважин является одной из главнейших операций, от правильного выполнения которой зависит качество и продолжительность службы скважины. Плохо проведенная обсадка скважины, несоблюдение правил свинчивания муфтовых соединений, применение для обсадки труб с деформированными резьбами, как правило, приводят к негерметичности колонны или ее обрыву при эксплуатации.

При вводе в эксплуатацию подземных газогенераторов на ОАО «Еростигаз» часто скважины преждевременно выходят из строя. Нарушение скважин и непригодность их к эксплуатации проявляются в потере ими герметичности, в разрывах колонны с вертикальными и горизонтальными перемещениями труб в местах разрыва. При газификации мощных угольных пластов Ангреноского месторождения, характеризующегося значительными сдвигами подработанного горного массива, скважины, попадая в зону разработки, испытывают на разных по длине участках различные усилия и различные их сочетания – растяжение, сжатие, срез и др. Кроме того, в условиях ОАО «Еростигаз» колонны технологических скважин испытывают повышенные температурные воздействия (до 300-600 °С на головке), что приводит к большим линейным удлинениям их. При отсутствии свободы перемещения колонна испытывает большие напряжения.

Учитывая трудные условия работы технологических скважин, необходимо предъявлять повышенные требования конструктивному исполнению их. Очевидно, что с точки зрения сохранения герметичности, а также обеспечения механической прочности наиболее слабым местом колонны являются муфтовые соединения.

Ряд обследований показали, что при обсадке скважин имелись нарушения Инструкции по обсадке скважин.

Плохое качество обсадки скважин объясняется следующими причинами:

1. Обсадные трубы свинчиваются вручную с помощью цепных ключей, так как буровые не оборудованы машинными ключами для обсадных труб. При свинчивании вручную крутящий момент оказывается недостаточным для полной затяжки резьбы.

2. Резьбовые соединения перед свинчиванием плохо очищаются от грязи, резьбу не смазывают суриком, что снижает герметичность соединений.

3. Для снижения стоимости строительства скважин применяют тонкостенные обсадные трубы классов II и III, 2 и 3-го сортов.

4. При транспортировании труб нарушают установленные правила: трубы сбрасывают с автомашины на землю; при ударе друг о друга резьбовые концы труб и муфт сминаются, а это в дальнейшем затрудняет свинчивание последних. Зачастую трубы приводят на буровую без предохранительных колец.

За последнее время часть указанных недостатков устранена, однако до сих пор свинчивание труб производится вручную. Для окончательного устранения указанных выше недостатков необходимо оборудовать буровые машинными ключами и строго выполнять правила бурения.

Цементаж затрубного пространства имеет огромное значение при строительстве и эксплуатации скважин. Правильно выполненный тампонаж затрубного пространства обеспечивает надежную герметичность скважины, удлиняет срок ее эксплуатации. При существующих в настоящее время способах сбойки вертикальных скважин (воздухом высокого давления, гидроразрывом и электросбойкой) герметичность затрубного пространства имеет решающее значение. Как показала практика ОАО «Еростигаз», герметичность затрубного пространства ряда скважин оказалась недостаточной, вследствие чего они не были введены в строй. Согласно Инструкции, тампонаж затрубного пространства скважины должен проводиться по всей длине обсадной колонны. При тампонаже затрубного пространства на всю ее длину закачка цементного раствора производится таким образом, что последний должен выйти на поверхность, а в колонне должна остаться пробка высотой не более 5 м. Наличие пробок в обсадной колонне размером больше допускаемых объясняется неправильным ведением процесса тампонажа. Следует также отметить, что перед затворением цемента не определяется его качество. В процессе цементации удельный вес цементного раствора не замеряется, что также снижает качество цемента. Для устранения всех указанных недостатков необходимо коренным образом изменить технологию тампонажа. Работы по тампонажу скважин следует максимально механизировать. Следует организовать строгий контроль за качеством тампонажного цемента, находящегося на складе, и наладить строгий контроль за качеством цементного раствора; в процессе цементации необходимо замерять его удельный вес. Следует наладить обязательный контроль за высотой подъема цементного кольца в затрубном пространстве. Выполнение этих мероприятий позволит значительно снизить затраты времени на цементаж и повысить качество последнего.

Опыт работы ОАО «Еростигаз» показал, что в процессе сдвижения горных пород, вызванного выгазованием мощных угольных пластов, скважины испытывают нагрузки, под действием которых часто нарушаются их обсадные колонны до ввода скважин в работу или после непродолжительной их эксплуатации. Вместе с тем, значительная часть скважин, также находящаяся под воздействием горного давления, не нарушается и служит в течение длительного времени. Это свидетельствует о том, что в ряде случаев, особенно при газификации пластов мощностью до 4 м, применяемая конструкция скважин вполне удовлетворяет предъявляемым к ней требованиям технологического и горнотехнического порядка. Очевидно, что при всех равных условиях конструкция приме-

няемых вертикальных технологических скважин остается наиболее эффективной и в экономическом отношении. Однако, конструктивное исполнение скважин, особенно свинчивания труб, в колонне и тампонаж затрубного пространства, в ряде случаев совершенно неудовлетворительно, что, естественно, приводит к преждевременному выходу скважин из строя. Поэтому, необходимо совершенствовать весь комплекс работ по бурению и обсадке скважин.

УДК 622.286.4(043.3)

© Раимжанов Б.Р., Назаров З.С., Тухташев А.Б. 2005 г.

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ СКОРОСТИ ДЕТОНАЦИИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Раимжанов Б.Р., ректор НГГИ, докт. техн. наук, проф.; Назаров З.С., доцент кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; Тухташев А.Б., ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ

Классическими исследованиями Ф.А. Баума [1], а также современными исследованиями [2] показано, что характер разрушения среды определяется импульсом, передаваемым продуктами детонации через боковую поверхность скважины. Кроме того, на характер дробления оказывает также влияние величины энергии, передаваемой в массив при взрыве скважинного заряда ВВ. Обе эти величины определяются плотностью и скоростью детонации применяемого ВВ. При использовании различных видов ВВ в отдельных скважинных зарядах или использовании комбинированных зарядов из различных ВВ в одной скважине, а также при применении активной забойки весьма важно знать величины скоростей детонации в различных точках заряда для определения рациональных параметров конструкции скважинных зарядов ВВ.

Все используемые в настоящее время способы замера скорости детонации могут быть разделены на три группы [1]: способы, основанные на оптических приборах – фоторегистраторах; лупы времени; способы, основанные на замере времени детонации на определенной длине заряда. Замер времени детонации на определенном участке заряда может проводиться с помощью электронной аппаратуры: осциллографов, частотомеров, хронографов. Кроме того, замер неизвестной скорости детонации может проводиться путем сравнения с известной скоростью детонации (метод Дотриша).

Первая группа способов используется, как правило, в лабораторных условиях. Замеры с помощью электронной аппаратуры (вторая группа способов) могут быть использованы в лабораторно-полигонных условиях. В карьерных условиях ввиду сложности эксплуатации, необходимости питающей сети во время взрыва, отсутствия в настоящее время аппаратуры с автономным питанием использование второй группы затруднительно. Для карьерных условий

### Список литературы:

1. Анализы причин отставания горно-подготовительных работ по ОАО «Еростгаз» за 2003-2004 гг.
2. В.Д. Городнов Буровые растворы. М.: Недра, 1985 г.
3. И.Г. Хорюшин. Бурение геологоразведочных скважин шарошечными долотами. М.: Недра, 1977 г.
4. ВНИИПодземгаз. Научные труды, выпуск 9, 1963 г.

представляет интерес метод Дотриша. Измерение, согласно этому методу, основано на сравнении определяемой скорости детонации с известной скоростью детонации детонирующего шнура (ДША). Известно применение этого способа в лабораторно-полигонных условиях [1].

Измерение скорости детонации по этому методу сводится к следующему (рис. 1). Испытуемое ВВ берется в виде заряда длиной 0,3-0,4 м, помещенного в металлическую трубу. В два фиксированных гнезда заряда *a* и *b*, находящихся на расстоянии 0,1-0,2 м через соответствующие отверстия в оболочке, вводятся концы отрезка детонирующего шнура длиной 1 м. На концы детонирующего шнура иногда надеваются капсули-детонаторы (КД). Средняя часть детонирующего шнура укладывается и закрепляется на свинцовой или латунной пластине толщиной в несколько миллиметров. Точно в середине шнура на пластинке проводится черта *K*. Возбуждение детонации в испытуемом заряде производится капсулем-

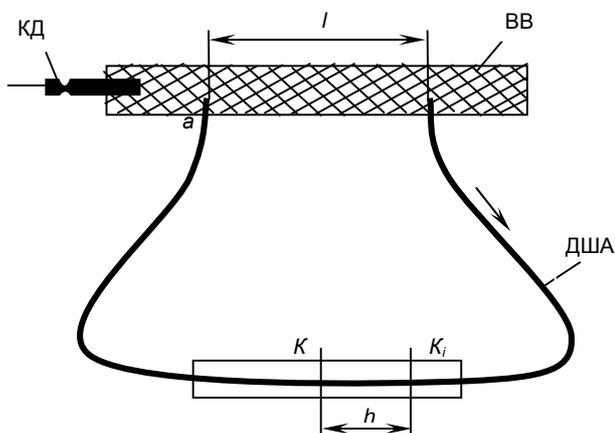


Рис. 1. Схема определения скорости детонации по Дотришу

детонатором. Детонация, распространяясь вдоль патрона с помощью капсулей или без них, вызывает детонацию в детонирующем шнуре. Так как в левой ветви шнура детонация возбуждена несколько ранее, чем в правой, то встреча детонационных волн произойдет в сечении  $K_1$ , расположенном правее отметки  $K$ . Место встречи  $K_1$  оказывается заметным на пластинке.

В результате опыта скорость детонации испытуемого заряда может быть определена следующим образом. Если скорость детонации шнура равна  $D_{ш}$ , то время  $t_1$  прохождения фронта детонации от «а» до места встречи  $K_1$  по направлению  $a K K_1$  равно:

$$t_1 = \frac{L}{2D_{ш}} + \frac{h}{D_{ш}} \quad (1)$$

где  $L$  – длина детонирующего шнура;  
 $h$  – расстояние между отметками.

Если скорость детонации испытуемого заряда равна  $D$ , то время  $t$  прохождения фронта детонации от  $A$  до места встречи  $K_1$  по направлению  $abK$  равно:

$$t_2 = \frac{L}{D} + \frac{L}{2D_{ш}} - \frac{h}{D_{ш}} \quad (2)$$

Но  $t_1 = t_2$ , поэтому:

$$\frac{h}{D_{ш}} = \frac{l}{D} - \frac{h}{D_{ш}} \quad (3)$$

Откуда:

$$D = \frac{lD_{ш}}{2h} \quad (4)$$

Точность этого метода зависит, прежде всего, от равномерности детонации шнура и от точности измерения расстояний  $h$  и  $l$ .

Максимальная относительная ошибка определения скорости детонации по этому методу может быть оценена следующим образом:

$$d \ln D = d \ln l + d \ln D_{ш} + d \ln h \quad (5)$$

Дифференцируя, получаем:

$$\frac{dD}{D} = \pm \left( \frac{dl}{l} + \frac{dD_{ш}}{D_{ш}} + \frac{dh}{h} \right) \cdot 100 \% \quad (6)$$

Скорость детонации детонирующего шнура определяется с точностью 1,5-2,0 %. Расстояние  $l$  (при  $l = 200$  мм) измеряется с точностью до 1 мм. Точнее определить это расстояние трудно, так как вполне возможно осыпание ВВ у стенок гнезд. Таким образом:

$$\frac{dl}{l} = \frac{1}{200} \cdot 100 = 0,5 \% \quad (7)$$

Расстояние  $h$  при данном значении  $l$  зависит от отношения между скоростью детонации заряда и скоростью детонации шнура. Если эти скорости равны, то  $h = \frac{l}{2}$ . В нашем случае при  $l = 200$  мм  $h = 100$  мм.

Вследствие того, что отметка  $K$  фиксируется не очень четко и вполне возможны ошибки при определении середины отрезка шнура, расстояние  $h$  измеряется не очень точно. Возможная ошибка измерения равна примерно 2 %, т.е.  $\frac{dh}{h} = 2 \%$ .

Итак, максимальное значение относительной ошибки при определении скорости детонации этим методом, равно:

$$\frac{dD}{D} = \pm(2 + 0,5 + 2) = \pm 4,5 \% \quad (8)$$

Рассмотрим возможность использования метода Дотриша для замера скорости детонации скважинных зарядов в карьерных условиях.

Сложность использования этого метода при замере скорости детонации скважинных зарядов заключается в том, что необходимо обеспечить начальную детонацию ДША в определенной точке скважинного заряда от ДША. Для этого на концы ДША надеваются КД, и отрезок ДША помещаем в скважину, пропуская через стальные трубки (рис. 2).

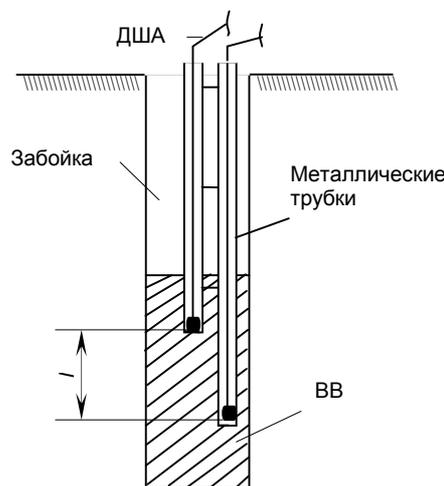


Рис. 2. Измерение скорости детонации в скважинном заряде ВВ

Так как измерительную пластину необходимо размещать на расстояниях за зоной разрушения взрыва заряда 10-20 м, то длина шнура будет составлять 30-50 м. Возникает вопрос о точности измерения, так как к ошибке, полученной ранее при использовании способа в лабораторно-промышленных условиях, добавится ошибка замера длины шнура.

В этом случае относительная ошибка замера скорости детонации составит:

$$\frac{dD}{D} = \pm \left( \frac{dl}{l} + \frac{dD_{uz}}{D_{uz}} + \frac{dh}{h} + \frac{dL}{L} \right) \cdot 100 \% \quad (9)$$

При тех же величинах относительных ошибок  $\frac{dD_{uz}}{D_{uz}}$ ,  $\frac{dh}{h}$  и абсолютных ошибок замера  $dL=50$  см при  $L=50$  м,  $dl=1$  см при  $l=0,5$  м имеем:

$$\frac{dl}{L} = \frac{50 \cdot 10^2}{50 \cdot 10^2} = 1\%; \quad \frac{dl}{l} = \frac{1 \cdot 100}{50} = 2\%;$$

Для суммарной ошибки скорости детонации имеем  $\frac{dD}{D} = \pm 7,5\%$ ; что не превышает 10 % значения, рекомендуемого для полигонных экспериментов в горном деле [3].

использовались два типа ВВ – зерногранулит 79/21 и игданит.

Было проведено по 5 экспериментальных взрывов для каждого ВВ. Обработка экспериментальных исследований проводилась по известным формулам математической статистики [4]:

$$\bar{X} = \frac{\sum X_i}{n} = \frac{17391}{5} = 3478,2$$

$$d = \sqrt{\frac{\left( \sum X_i - \bar{X} \right)^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{217284,8}{4}} = \sqrt{54321} = 233,07$$

$$K = \frac{d}{\bar{X}} \cdot 100 \% = \frac{233,07}{3478,2} \cdot 100 \% \approx 6,7 \%$$

$$D = \bar{X} \pm 3d = 3478,2 \pm 699,2 \text{ м/с}$$

$$D \approx 3500 \text{ м/с} \pm 6,7 \%$$

$$\bar{X} = \frac{\sum X_i}{n} = \frac{11225}{5} = 2245$$

$$d = \sqrt{\frac{\left( \sum X_i - \bar{X} \right)^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{35000}{4}} = \sqrt{8750} = 93,54$$

$$K = \frac{d}{\bar{X}} \cdot 100 \% = \frac{93,54}{2245} \cdot 100 \% \approx 4,2 \%$$

$$D = \bar{X} \pm 3d = 2245 \pm 280,6 \text{ м/с}$$

$$D \approx 2250 \text{ м/с} \pm 4 \%$$

**Таблица 1**  
Результаты экспериментов и их обработка для зерногранулита 79/21

№ скважинного заряда	$X_i$	$X_i - \bar{X}$	$(X_i - \bar{X})^2$
1	3280	-198,2	39283,24
2	3656	177,8	31612,84
3	3185	-293,2	85966,24
4	3560	+81,8	6691,24
5	3710	231,8	53731,24
$n = 5$	$\sum X_i = 17391$	$\sum (X_i - \bar{X}) = 0$	$\sum (X_i - \bar{X})^2 = 217284,8$

Найдем величину  $h$  – расстояние между отметками при ожидаемых скоростях детонации скважинных зарядов  $D$ . Из формулы (4) находим:

$$h = \frac{lD_{uz}}{2D} \quad (10)$$

Скорость детонации промышленных ВВ находится в пределах 2500–5200 м/сек. Тогда величина  $h$  находится в интервале 0,3-0,6 м. Длина пластины при этом не превышает 1 м, что вполне допустимо.

Однако, при производстве взрывных работ могут применяться взрывчатые смеси с низкими скоростями детонации, вплоть до скорости горения, то есть  $D=300-1000$  м/с. В этом случае  $h = 2-6$  м. Следовательно, длина измерительной пластины может составлять более 6 м. Сокращение длины пластины до 1-1,5 м может быть осуществлено путем ее смещения относительно центра петли ДШ после проведения предварительных экспериментов.

Для проверки предлагаемого способа были проведены эксперименты по замеру скорости детонации одиночных скважинных зарядов в промышленных условиях действующих карьеров. Диаметр скважин составлял 214 мм, ее глубина - 12 м. В качестве ВВ

**Таблица 2**  
Результаты экспериментов и их обработка для игданита

№ скважинного заряда	$X_i$	$X_i - \bar{X}$	$(X_i - \bar{X})^2$
1	2310	65	4225
2	2280	35	1225
3	2120	-125	15625
4	2340	95	9025
5	2175	-70	4900
$n = 5$	$\sum X_i = 11225$	$\sum (X_i - \bar{X}) = 0$	$\sum (X_i - \bar{X})^2 = 35000$

Результаты приведены в табл. 1 и табл. 2. Как следует из приведенных таблиц, ошибка метода не превысила расчетную.

**Список литературы:**

1. Баум Ф.А. и др. Физика взрыва. М.; Физматгиз, 1959, 800 с.
2. Ханукаев А.Н. и др. Экспериментальные исследования процесса разрушения пород взрывом. Фрунзе: АН ИГД и М, 1961.
3. Барон Л.И. Кусковатость и методы его измерения. М.: АН СССР, 1960.
4. Смирнов Н.В., Дунин-Барковский И.В. Курс теории вероятности и математической статистики. М.: Наука 1965.

## К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ ОТНОСИТЕЛЬНОЙ РАБОТОСПОСОБНОСТИ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ СОСТАВОВ

**Рубцов С.К.**, начальник лаборатории технологии и механизации открытых работ ВНИПИпромтехнологии, канд. техн. наук; **Мальгин О.Н.**, зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук; **Бирик И.П.**, зам. главного инженера по НТ Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Головным звеном, определяющим эффективность функционирования технологических потоков в природно-технологических зонах карьера Мурунтау, являются буровзрывные работы. Одна из важнейших характеристик технологии взрывных работ – удельный расход ВВ, зависящий от структурных и прочностных свойств взрываеваемого массива. Стратегия внедрения в условиях карьера Мурунтау ЦПТ с КНК, выполненное районирование пород по блочности, взрываемости и буримости, обусловили необходимость дифференцирования значений удельного расхода в соответствии с разработанными классификациями и градацией пород карьера. В связи с этим, выполнен комплекс исследований по оценке грансоостава взорванной горной массы, установлены корреляционные связи между средним размером отдельности массива, объемной массой и прочностными свойствами пород карьера [1, 2]. При этом, в качестве основного ВВ использовались граммонит 79/21, гранулит АС-4, характеризующиеся близкими значениями энергетических параметров.

В настоящее время карьер в полном объеме перешел на применение эмульсионных взрывчатых составов (ЭВВ) собственного производства. В связи с этим, во все нормативные документы и аналитические зависимости, характеризующие расчетные значения удельных расходов ВВ и параметров БВР целесообразно вводить поправку, учитывающую относительную работоспособность нового применяемого ВВ по отношению к эталонному (в нашем случае – граммонит 79/21). В современной справочной и горнотехнической литературе [3, 4] предлагается переход к другому типу ВВ производить с помощью коэффициента  $K_{ВВ}$ , учитывающего теплоту взрыва эталонного ВВ –  $Q_э$  и применяемого ВВ –  $Q_ф$ , т.е.  $K_{ВВ} = Q_э / Q_ф$ . Однако, это соотношение является работоспособным для промышленных гранулированных ВВ, плотность заряжения которых находится в интервале 0,8-0,95 г/см<sup>3</sup>. С появлением на горных предприятиях эмульсионных взрывчатых составов, обладающих повышенной плотностью, высокой детонационной способностью и работоспособностью, отмеченные значения  $K_{ВВ}$  дают некорректные результаты из-за неадекватности расчетных значений и практических результатов. В связи с этим, в работе [5] относительную работоспособность новых ВВ в горных породах с различными физико-техническими свойствами предлагается оценивать по значению коэффициента взрывной эффективности

$K_{ВВ}^{эф}$ , позволяющего рассчитывать эквивалентные массы (удельные расходы) зарядов дробящего действия в сравнении с аналогичными показателями для эталонного ВВ. Коэффициент  $K_{ВВ}^{эф}$  рассчитывается по формуле, полученной на основе теоретических представлений о полезной работе газов взрыва при формировании камуфлетной полости в прочной среде [6]:

$$K_{ВВ}^{эф} = q / q_э = \frac{r_{ВВ_э} \cdot Q_{ВВ_э} \cdot V_{ВВ_э} \cdot [1 + r_{ВВ} D / r_r D_r]}{r_{ВВ} \cdot Q_{ВВ} \cdot V_{ВВ} \cdot [1 + r_{ВВ_э} D_э / r_r D_r]} \quad (1)$$

где  $q, q_э$  – удельный расход ВВ для применяемого и эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$\rho_{ВВ}, \rho_{ВВ_э}$  – плотность заряжения для применяемого и эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$Q_{ВВ}, Q_{ВВ_э}$  – удельная теплота взрыва для применяемого и эталонного ВВ, ккал/кг;

$V_{ВВ}, V_{ВВ_э}$  – объем выделяющихся газообразных продуктов для применяемого и эталонного ВВ;

$D, D_э$  – скорость детонации ВВ в скважине с учетом ее диаметра для применяемого и эталонного ВВ, м/с;

$\rho_r$  – плотность взрываеваемых горных пород, г/см<sup>3</sup>;

$D_r$  – скорость распространения в горной породе упругих продольных волн (скорость звука), м/с.

При выполнении сравнительных расчетов по оценке взрывной эффективности эмульсионных взрывчатых составов использованы исходные данные по градации пород карьера Мурунтау по взрываемости (табл. 1, 2): легко – ( $f \leq 9$ ), средне ( $9 < f \leq 12$ ), трудновзрываеваемые ( $f \geq 12$ ); графическую зависимость на рис., характеризующую удерживающую способность селитры от содержания дизельного топлива [1, 7].

Сравнительные энергетические характеристики взрывчатых составов, применяемых на карьерах НГМК, приведены в табл. 3.

Результаты расчетов коэффициента взрывной эффективности по формуле (1) приведены в табл. 4. В качестве эталонного ВВ рассматривается граммонит 79/21.

В работах [8, 9, 10] относительную работоспособность эмульсионных взрывчатых составов предлагается определять методом воронкообразования при взрыве воронок усиленного выброса. Критерием относительной работоспособности являлось отношение масс зарядов эталонного и исследуемого ВВ  $F = M_э / M_{ВВ}$ ,

Таблица 1

Рабочая классификация пород карьера Мурунтау по трудности взрывания

Категория пород по взрываемости	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Блочность массива, мм
Легковзрываемые	$\sigma_{сж} < 90$	до 200
Средневзрываемые	$90 < \sigma_{сж} \leq 100$	210 - 300
	$100 < \sigma_{сж} \leq 120$	310 - 400
Трудновзрываемые	$120 < \sigma_{сж} \leq 130$	410 - 500
	$130 < \sigma_{сж} \leq 140$	510 - 600
	$140 < \sigma_{сж} \leq 160$	610 - 700
	$\sigma_{сж} > 160$	более 700

соответственно, теплота и объем газов взрыва эталонного ВВ – аммонита № 6ЖВ.

Из анализа формулы (2) очевидно, что коэффициент  $F$  по своей сути является обратной величиной коэффициента взрывной эффективности  $K_{ВВ}^{эф}$ , то есть  $F = 1 / K_{ВВ}^{эф}$  или  $K_{ВВ}^{эф} = 1 / F$ . Результаты расчетов коэффициентов относительной работоспособности сравниваемых взрывчатых составов по формуле (2) приведены в табл. 5.

В табл. 6 приведены энергетические и пространственные параметры расположения скважинных зарядов, рассчитанные с использованием установленных коэффициентов взрывной эффективности по формулам (1) и (2). В качестве эталонных параметров приняты аналогичные параметры скважинных заря-

Таблица 2

Физико-механические свойства и классификация пород карьера Мурунтау по трещиноватости, блочности и взрываемости

Литологические разности пород	Плотность пород, т/м <sup>3</sup>	Прочность на			Коеффициент крепости, $\gamma$	Скорость волн, км/с		Коеффициент Пуассона	Модуль Юнга, МПа · 10 <sup>4</sup>	Трещиноватость, блочность	Категория горных пород по взрываемости	Категория блочности по МВК
		сжатие, МПа	растяжение, МПа	сдвиг, МПа		прод.	попер.					
Сланцы углисто-слюдистые. Сланцы кварцслюдистые с прослойками углстых сланцев	2,60-2,70	70-90	5,5-7,2	11,3-12,4	6-8	2,8-4,7	1,70-2,80	0,22	2,3	Весьма сильно-трещиноватые	Легковзрываемые	I
Сланцы кварцслюдистые метасоматически измененные; алевролиты	2,65-2,70	90-110	6,8-7,8	12,3-13,2	8-10	3,7-5,4	2,20-3,10	0,24	3,2	Сильно-трещиноватые	Средневзрываемые	II
Сланцы кварцслюдистые метасоматически измененные до кварцитов; алевролиты углеродистые	2,65-2,70	110-130	7,5-9,2	13,0-16,2	10-12	4,7-5,8	2,65-3,20	0,27	4,6	Средне-трещиноватые	Трудновзрываемые	III
Кварциты, роговики, алевролиты окварцованные; переслаивание алевролитов, углисто-слюдистых и слюдисто-кварцевых сланцев	2,67-2,75	>130	8,4-10,6	15,2-17,0	>12	5,1-5,9	3,10-3,45	0,29	4,65	Мало-трещиноватые	Весьма трудновзрываемые	IV

при взрыве которых образуются воронки одинакового объема (т.е. когда эти заряды совершают одинаковую полезную работу). В экспериментальных работах в качестве эталонного ВВ использовался аммонит 6ЖВ по своим взрывным характеристикам близкий к граммониту 79/21, а в качестве исследуемых ВВ – эмульсионные взрывчатые составы и гранулит НП (смесь АС + угольный порошок). Эксперименты проводились с зарядами различной конструкции: сплошными и комбинированными (нижняя часть заряда – ЭВВ, верхняя - гранулит). Критерий относительной работоспособности оценивался как экспериментально методом воронкообразования  $F = M_{э} / M_{ВВ}$ , так и расчетным путем по формуле [10]:

$$F = \left( \frac{Q}{1031} \right)^{0,75} \cdot \left( \frac{V}{893} \right)^{0,25} \quad (2)$$

где:  $Q$  и  $V$  – расчетные значения теплоты и объема газов взрыва исследуемого ВВ, а 1031 ккал/кг и 893 л/кг,

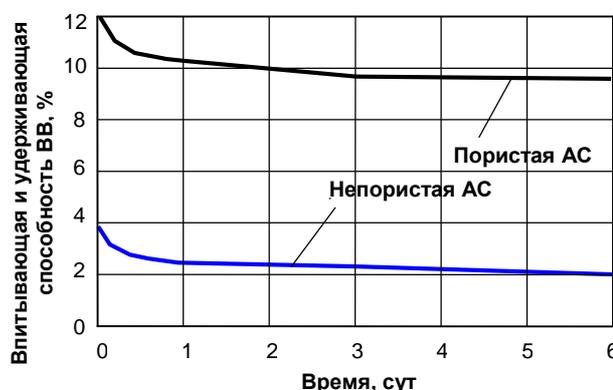


Рис. Впитывающая и удерживающая способность Навойской АС

няты аналогичные параметры скважинных зарядов граммонита 79/21 для разрушения рудных уступов по сетке скважины 5,6×5,6 м. Анализом данных, приведенных в табл. 6 представляется возможным

Таблица 3

Сравнительные энергетические характеристики взрывчатых составов

Наименование характеристики	Сравниваемые ВВ					Граммонит 79/21 (эталонное ВВ)
	Игданит на обычной селитре по ГОСТ-2-85	Игданит на пористой селитре	Нобелит 2030	Нобелан 2080 на обычной селитре	Нобелан 2080 на пористой селитре	
Теплота взрыва, $\frac{\text{кДж/кг}}{\text{ккал/кг}}$	2450/585	3778/904	2900/693	2870/686	3500/835	4295/1026
Скорость детонации, км/сек	2,25	2,7	4,0	3,55	4,0	3,85
Объем газообразных продуктов взрыва, л/кг	800	980	901	918	980	895
Плотность заряжания, т/м <sup>3</sup>	0,85	0,80	1,35	1,25	0,95	0,85

Таблица 4

Оценка коэффициента взрывной эффективности взрывчатых составов по формуле (1)

Взрывчатые вещества  Породы	Коэффициент $K_{ВВ}^{эф} = q/q_0$					
	Эталонное ВВ, граммонит 79/21	Игданит на обычной селитре по ГОСТ 2-85	Игданит на пористой селитре	Нобелит 2030 ( $Q_{ВВ}=2900$ кДж/кг, $\rho_{ВВ}=1,35$ кг/дм <sup>3</sup> )	Нобелан 2080 ( $Q_{ВВ}=2870$ кДж/кг, $\rho_{ВВ}=1,25$ кг/дм <sup>3</sup> ), селитра обычная	Нобелан 2080 ( $Q_{ВВ}=3500$ кДж/кг, $\rho_{ВВ}=0,96$ кг/дм <sup>3</sup> ), пористая селитра
Средневзрываемые породы	1	1,78	1,02	1,05	1,07	1,03
Трудновзрываемые породы	1	1,80	1,03	1,04	1,06	1,03
Весьма трудновзрываемые породы	1	1,82	1,04	1,03	1,06	1,02

Таблица 5

Оценка коэффициентов относительной работоспособности сравниваемых ВВ по формуле (2)

Коэффициенты	Сравниваемые взрывчатые составы					
	Аммонит 6ЖВ (эталонное ВВ)	Игданит на обычной АС	Игданит на пористой АС	Нобелит 2030	Нобелан 2080, обычная АС	Нобелан 2080, пористая АС
Коэффициент относительной работоспособности, $F$	1	0,64	0,93	0,75	0,74	0,88
Коэффициент взрывной эффективности, $K_{ВВ}^{эф} = 1/F$	1	1,56	1,08	1,33	1,35	1,14

сделать следующие выводы и рекомендации. При коэффициентах эффективности ЭВВ равных 1,05 (Нобелит 2030), 1,07 (Нобелан 2080) и соответственном увеличении удельного расхода ВВ (1) 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 целесообразно компенсировать снижение длины колонки заряда ( $\Delta l$ ) применением комбинированных скважинных зарядов: ЭВВ+игданит. При этом, масса дополнительного заряда игданита определяется величиной  $\Delta l$ , плотностью заряжания игданитом и вместимостью скважины. Так, например, величина колонки заряда, занятая ЭВВ – Нобелан 2080 составит

53 % общей длины заряда, игданитом – 47 %; соответственно 60 и 40 % по массе ВВ.

Экспериментальными работами авторов [8, 10] зафиксировано, что использование конструкции комбинированного заряда увеличивает его работоспособность относительного сплошного заряда на 15 %. Следует также отметить, что применением обратного инициирования комбинированного заряда скважинным детонатором неэлектрической системы инициирования (НСИ) реализуется идея первичного предразрушения массива более бризантным эмульсионным ВВ, а завершающая стадия разрушения осуществляется низкобризантным ВВ – игданитом. При этом, более позднее взрывание игданита запирает продукты взрыва, увеличивая длительность их действия в зарядной камере. Такой механизм действия взрыва комбинированного заряда способствует повышению степени

Таблица 6

Пространственные и энергетические параметры скважинных зарядов ЭВВ с учетом коэффициентов взрывной эффективности по формулам (1) и (2)

Породы	Взрывчатый состав	Коэффициент взрывной эффективности по формуле (1)	Коэффициент взрывной эффективности по формуле (2)	Плотность заряжения, г/см <sup>3</sup>	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Длина скважины, м	Масса скважинного заряда, кг	Диаметр скважины 250 мм				Диаметр скважины 216 мм			
								Вместимость скважины, кг/м	Длина заряда в скважине, м	Длина незаряженной части скважины, м	Удельные энергозатраты, кДж/м <sup>3</sup>	Вместимость скважины, кг/м	Длина заряда в скважине, м	Длина незаряженной части скважины, м	Удельные энергозатраты, кДж/м <sup>3</sup>
Средне взрываемые	Граммонит 79/21 (эталонное ВВ)	1	1	0,85	0,79	16,5	0,79×470,4*= =372	41,7	8,9	7,6	0,79×4190**= =3310	31,4	11,8	4,7	3310
	Нобелан 2080	1,07	-	1,25	0,79×1,07= =0,85	16,5	0,85×470,4= =400	61,3	6,5	10,0	0,85×2870= =2440	45,8	8,7	7,8	2440
	Нобелит 2030	1,05	-	1,35	0,79×1,05= =0,83	16,5	0,83×470,4= =390	66,2	6,0	10,5	0,83×2900= =2407	49,8	7,8	8,7	2407
	Нобелан 2080	-	1,35	1,25	0,79×1,35= =1,07	16,5	1,07×470,4= =502	61,3	8,2	8,3	1,07×2870= =3071	45,8	11,0	5,5	3071
	Нобелит 2030	-	1,33	1,35	0,79×1,33= =1,05	16,5	1,05×470,4= =494	66,2	7,5	9,0	1,05×2900= =3045	49,8	10,0	6,5	3045
	Нобелан 2080, пористая АС	-	1,14	0,95	0,79×1,14= =0,90	16,5	0,90×470,4= =423	46,6	9,0	7,5	0,90×3500= =3150	35,1	12,0	4,5	3150

\* Объем взрывания на 1 скважину: 15 м × 5,6 м × 5,6 м=470,4 м<sup>3</sup>; \*\* Теплота взрыва взрывчатого состава.  
Нобелан 2080 – смешевое ЭВВ (80 % АС=ДТ и 20% эмульсия); Нобелит 2030 – смешевое ЭВВ (30 % АС+ДТ и 70 % эмульсия)

полезного использования энергии взрыва на дробление и проработку подошвы уступа.

С другой стороны, уменьшение длины колонки зарядов и, как следствие, энергетика скважинных зарядов ЭВВ, характеризующихся повышенной детонационной способностью, а также применение менее бризантных ВВ типа игданита, благоприятно сказывается на снижении выхода переизмельченных фракций в ближней зоне действия взрыва, формирующих мелкий («немашинный») класс руд, снижающий эффективность технологического процесса «рудосепарации» методом покусковой рентгенорадиометрической сортировки [11].

Исходя из изложенного, коэффициенты взрывной эффективности ЭВВ  $K_{ВВ}^{эф} = 1,07$  (Нобелан 2080) и  $K_{ВВ}^{эф} = 1,05$  (Нобелит 2030) и рекомендуемую конструкцию комбинированного заряда целесообразно использовать при расчете удельных расходов для легко взрывающихся пород карьера или рыхления пород, предназначенных для рудосепарации.

При коэффициентах взрывной эффективности ЭВВ равных 1,33 (Нобелит 2030), 1,35 (Нобелан 2080) и соответствующем увеличении удельного расхода (2) длины колонок зарядов и удельных энергозатрат сравниваемых ВВ практически равнозначны (табл. 6). С учетом этого, указанные значения  $K_{ВВ}^{эф}$  наиболее предпочтительно

использовать при расчетах удельных расходов ВВ для средне и трудновзрываемых пород карьера, а также при взрывании обводненных скважин в любых типах пород по взрываемости. С целью использования отмеченных ранее достоинств применения комбинированных зарядов (ЭВВ+игданит) рекомендуемые предельные значения количества игданита в составе таких зарядов приведены в публикациях [12, 13].

Что касается параметров размещения скважинных зарядов диаметром 216 мм (табл. 6), то в этом случае реализуются условия оптимальных соотношений элементов размещения зарядов в разрушаемом уступе и, как следствие, повышается степень полезного использования энергии взрыва. Эта особенность является основной предпосылкой сохранения преимуществ многорядного КЗВ на уменьшенных рабочих площадках с увеличением глубины карьера.

Из изложенного очевидно, что применение эмульсионных взрывчатых составов с регулируемой объемной концентрацией энергии взрыва, пригодных для заряжения как сухих, так и обводненных скважин, в комплексе с комбинированной конструкцией зарядов позволяет решать практически любые технологические задачи буровзрывных работ имеющимся парком буровых станков. Это обстоятельство способствует унификации бурового оборудования карьера, так как одна и та же базовая модель бурового станка (СБШ-250) может использоваться для бурения скважин 250 и 216 мм.

Как видно из данных табл. 6 наиболее эффективным эмульсионным взрывчатый составом, в частности Нобелан 2080, является ЭВВ на основе пористой АС (ПАС). Применение ПАС обеспечивает повышение эффективности взрыва за счет того, что поры ПАС позволяют обеспечить больший контакт окислителя АС с ДТ и равномерное распределение ДТ по массе ВВ, а также выполняют функцию дополнительных «горячих точек», способствующих стабильному детонационному процессу, активному протеканию химических реакций и, как следствие, более полному выделению энергии взрыва. По этой причине, даже при меньшей плотности заряжания (0,96 против 1,25 г/см<sup>3</sup>), удельные энергозатраты для сравниваемых взрывчатых составов остаются практически одинаковыми, при этом снижается расход АС, и соответственно уменьшается расход эмульсии.

В заключение необходимо отметить следующее. Как показали изложенные результаты исследований, коэффициенты относительной работоспособности, определяемые с учетом ряда допущений и теоретических предпосылок, порой противоречивы по своей сути. Так, например, определение коэффициента эффективности по формуле (1) выполняется на основе теоретических предпосылок о работе взрыва при формировании камуфлетной полости. Однако, условия взрыва заряда ВВ в условиях камуфлета отличаются от действия взрыва заряда на свободную поверхность. Поэтому, для оценки относительной работоспособности взрывчатых составов широко используется метод воронкообразования, когда критерием оценки работоспособности исследуемых ВВ является отношение масс эталонного и исследуемого ВВ, при взрыве которых образуются воронки одинакового объема (т.е., когда эти заряды совершают одинаковую полезную работу). Как видно из сравниваемых значений коэффициентов взрывной эффективности по двум рассмотренным методам, численные значения коэффициентов, опреде-

ленные по формулам (1) и (2) значительно разнятся, что свидетельствует об определенном уровне погрешностей методов. Полученные результаты нуждаются в дополнительной экспериментальной проверке и уточнениях применительно к конкретным горнотехническим условиям ведения буровзрывных работ.

#### Список литературы:

1. Отчет о НИР, А-269-2003. Контракт № 411-Н. Фонды ВНИПИПромтехнологии.
2. Рубцов С.К., Мальгин О.Н., Шеметов П.А. Оптимизация параметров взрывных работ на карьере. Горный журнал № 2, 1992, с. 30-34.
3. Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Ерофеев И.Е. и др. Справочник взрывника. М.: Недра, 1988, с. 21-23.
4. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. М.: Недра, 1988, с. 209.
5. Кантор В.Х., Кутузов Б.Н. Новое поколение гранулированных промышленных ВВ на основе пористой аммиачной селитры. Горный журнал № 6, 2003, с. 27-34.
6. Родионов В.М. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. М., 1962, 29 с.
7. Ковтун И.Н., Воробьев В.Д., Дуганов Б.Г. Опыт применения игданита на открытых разработках. ЦНИЭуголь. Серия «Добыча угля открытым способом». Экспресс-информация. М., 1978, 25 с.
8. Жученко Е.И., Иоффе В.Б., Кукиб Б.Н. и др. Оценка относительной работоспособности современных промышленных взрывчатых веществ. Доклад на научном симпозиуме «Неделя горняка – 2004» в МГГУ, 29.01.04. Семинар «Взрывные процессы и технологии».
9. Афанасенков А.Н., Котова Л.И., Кукиб Б.Н., Кутузов Б.Н. Об оценке работоспособности промышленных ВВ. Горный журнал № 11-12, 2000, с. 96-97.
10. Афанасенков А.Н., Котова Л.И., Кукиб Б.Н. О работоспособности промышленных взрывчатых веществ. Физика горения и взрыва, 2001, т. 37, № 3, с. 115-125, Новосибирск.
11. Мальгин О.Н. Научно-технические основы сортировки золотосодержащих руд. Горный вестник Узбекистана №3, 2004, с. 32-34.
12. Рубцов С.К., Гончаров В.В. и др. Применение простейших и эмульсионных ВВ собственного изготовления на карьере «Мурунтау». Горный журнал. Спецвыпуск, с. 94-97.
13. Шеметов П.А. Основные направления совершенствования взрывных работ в Навоийском ГМК. Горный вестник Узбекистана, № 3, 2004, с. 42-45.

УДК 622.271

© Рубцов С.К., Зубович П.Т., Шеметов П.А. 2005 г.

## МЕТОДОЛОГИЯ РАСЧЕТА И РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПАРАМЕТРАМ БЕЗОПАСНОГО ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ЦЕЛИКА МЕЖДУ ДНОМ КАРЬЕРА И ПОДЗЕМНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ ШАХТЫ

Рубцов С.К., начальник лаборатории технологии и механизации открытых работ ВНИПИПромтехнологии, канд. техн. наук; Зубович П.Т., горный инженер ВНИПИПромтехнологии; Шеметов П.А., начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Особенностью горных работ в карьере Мурунтау является то, что ниже дна карьера на отметках +128 м, +78 м, ±0 м из ствола шахты «М» пройдены разведочные выработки сечением до 12,4 м<sup>2</sup>; ствол шахты «М» и квершлагги находятся вне зоны влияния открытых

работ. Выработки закреплены арочной металлической крепью, однако, в настоящее время в связи с выполненной разведкой и отсутствием необходимости их поддержания, крепь, рельсы и др. оборудования на значительных участках гор. +78 м извлечены

и выработки подготовлены к погашению. Выработки гор. +128 м погашены открытыми горными работами за исключением околоствольных.

В настоящее время горные работы на нижних горизонтах карьера значительно приблизились к подземным горным выработкам, что обуславливает актуальность оценки безопасной толщины потолочины (подкарьерного охранного целика) между открытыми и подземными горными выработками.

Проектными решениями разработки месторождения Мурунтау предусмотрено, что глубина расположения подземных горных выработок и наличие неразрушенных целиков между ними значительно превышают размеры подземных горных выработок. В этом случае дно и борта карьера находятся в условиях неполной подработки. Величина сдвижений и деформаций пород над выработками не достигает опасных значений и не выходит на поверхность дна карьера (рис. 1).

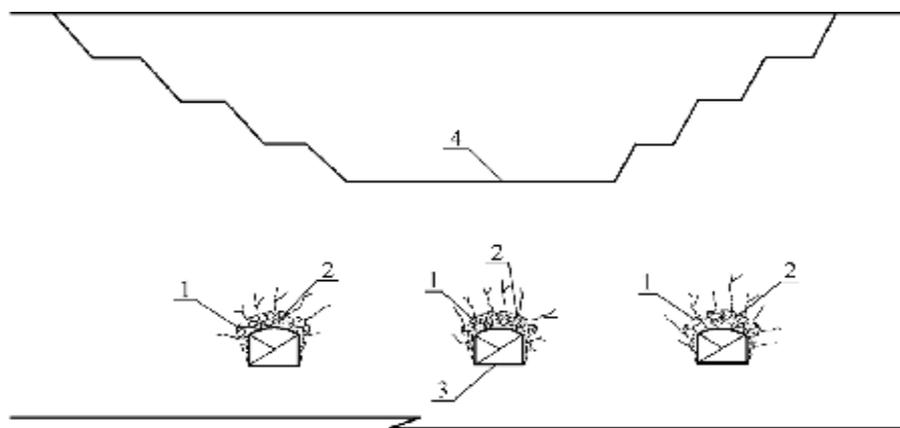


Рис. 1. Неполная проработка дна и бортов карьера: 1 – свод естественного обрушения; 2 – зоны обрушения; 3 – подземные горные выработки; 4 – контур карьера

Однако, в результате сплошной отработки толщи пород открытыми работами расстояние от дна карьера до подземных горных выработок уменьшается, что создает условия для полной подработки дна или бортов карьера и будет характеризоваться опасными значениями величин сдвижения, деформаций и выполаживанием углов сдвижений пород. В этом случае в бортах и дне карьера возможно образование воронок, провалов и т.п.

Характер сдвижения и деформации горных пород и поверхности дна карьера в условиях неполной подработки имеют свои особенности.

Одна из них состоит в том, что когда размеры обнажения подземной выработки превысят предельные значения, породы кровли начинают обрушаться, образуя зону обрушения, имеющую в общем случае, как

это неоднократно подтверждено экспериментами и практикой, форму свода, которой при одних соотношениях глубины заложения горных выработок, площади выработанного пространства, объема пустот и прочности массива покрывающих пород может локализоваться в коренных породах, при других – достигнуть поверхности, вызывая ее обрушение в виде воронок, при расширении которых наблюдаются провалы, зоны террас и трещин.

Локализация свода обрушения в коренных породах возможна по двум причинам:

1. После нарушения плоского обнажения кровли подземной выработки в толще пород образуется свод естественного равновесия, внутри которого располагается зона обрушения (рис. 1) [1].

Такое развитие геомеханической ситуации характерно для того случая, когда на свод естественного равновесия не действуют разрушающие его силы.

2. В действительности, в условиях ведения взрывных работ в карьере, при которых величины взрывных зарядов достигают значительной величины, свод естественного равновесия 1 разрушается и занимает положение 2, 3 и т.д. (рис. 2). Таким образом, в результате взрывов многократно нарушается равновесие подработанной толщи пород; обрушившиеся породы за счет разрыхления подбучивают вышележащие породы, препятствуя их дальнейшему обрушению.

При определении высоты

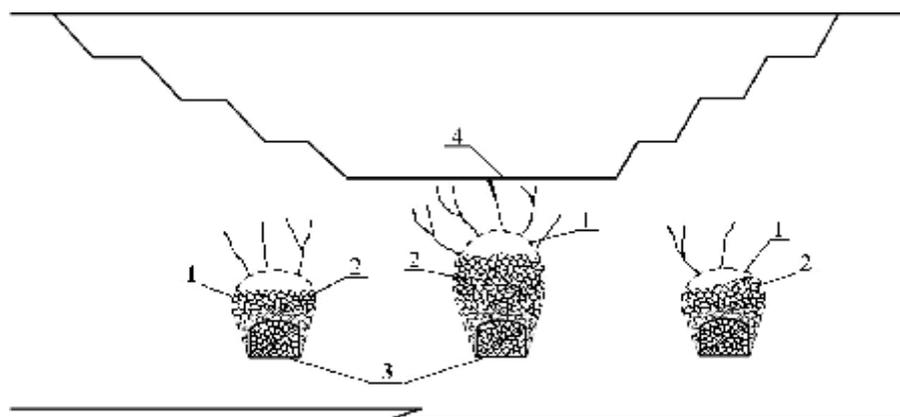


Рис. 2. Полная проработка дна карьера в результате ведения работ в карьере и действия массовых взрывов: 1 – свод естественного обрушения; 2 – обрушившиеся породы; 3 – подземные горные выработки; 4 – контур карьера

свода естественного равновесия в условиях действия на породный массив массовых взрывов допускается, что:

1. В вертикальном сечении в конечной стадии обрушения пород свод обрушения имеет очертание, близкое к параболе.

2. В пределах зоны обрушения относительное увеличение объема разрыхленных пород, спустя некоторое время, является величиной постоянной.

Такие предположения можно считать достаточно обоснованными. Рядом авторов на основании аналитических исследований, промышленных данных и лабораторных опытов было установлено, что границей зоны обрушения пород в вертикальном сечении является параболический свод. С течением времени обрушившиеся породы уплотняются под действием собственного веса и давления оседаемой толщи пород. Можно предположить, что сжатие пород с глубиной растет по арифметической прогрессии, достигая наибольшей величины в породах, заполнивших выработанное пространство. Вследствие этого степень первоначального разрыхления обрушившихся пород снизится, и, в первом приближении, произойдет выравнивание значения коэффициента разрыхления по высоте во времени.

Для установления критерия возможного образования воронок и провалов на поверхности дна карьера сопоставим высоту толщи пород над подземной горной выработкой  $H$ , и высоту выработки  $h$ . Обозначим отношение  $\frac{H}{h}$  через  $n$ . Прочностные свойства покрывающих пород характеризуются коэффициентом крепости по шкале М.М. Протоdjeяконова.

В результате анализа фактического материалов по отработке рудных месторождений установлено, что при образовании пустот ограниченных размеров возможно деформирование земной поверхности, но без образования воронок и провалов, если  $n > 6$  для пород с  $f = 5$ ,  $n > 4$  для пород с  $f < 5$  и  $n > 3$  для пород с  $f$  от 10 до 14-16. Такие зависимости справедливы для слаботрециноватых и средней трещиноватости пород, у которых размеры структурных отдельностей обычно не менее 30-50 см.

При наличии в покрывающей толще сильнотрециноватых или рассланцованных пород с любым  $f$  при  $n > 6$  воронки не образуются.

Высота свода естественного равновесия при непреднамеренном многократном его разрушении может быть определена из условия, когда обрушившиеся в выработку породы за счет разрыхления заполняют объем выработки и объем, образующийся в результате обрушения пород. В этом случае высота свода определяется по зависимости:

$$H = \frac{h}{K_p - 1}, \text{ м} \quad (1)$$

где  $K_p$  – остаточный коэффициент разрыхления обрушившихся пород, доли ед.,  $K_p$  зависит от  $f$  и находится из графика на рис. 3 или из уравнения:

$$K_p = 1 + \frac{\sqrt{f}}{12} \quad (2)$$

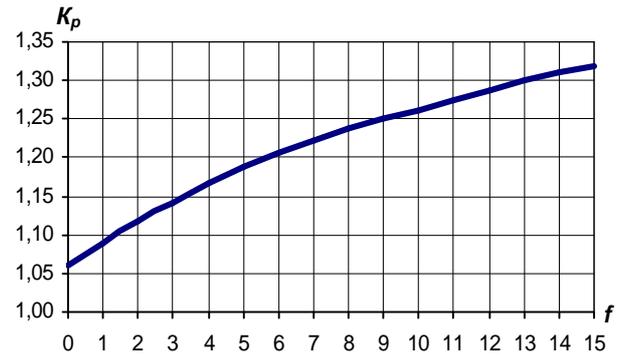


Рис. 3. График зависимости остаточного коэффициента разрыхления обрушившихся пород  $K_p$  от коэффициента крепости пород по М.М. Протоdjeяконову  $f$

В соответствии с методическими положениями ВНИМИ [2], для гарантированной устойчивости толщина потолочины, принимается с учетом выбранного коэффициента запаса:

$$K_3 = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \quad (3)$$

где  $K_3$  – коэффициент запаса;

$K_1$  – коэффициент, учитывающий погрешности исходных данных по прочностным и упруго-пластическим свойствам пород карьера,  $K_1=1,07$ ;

$K_2$  – коэффициент, учитывающий фактор трещиноватости разнопрочных пород карьера,  $K_2=1,25$ ;

$K_3$  – коэффициент, учитывающий систематическое воздействие взрывных работ в карьере,  $K_3=1,17$ .

$$K_3 = 1,07 \cdot 1,25 \cdot 1,17 = 1,56$$

Тогда окончательное выражение (1) имеет вид:

$$H = \frac{h}{K_p - 1} \cdot K_3 = \frac{18,72 \cdot h}{\sqrt{f}}, \text{ м} \quad (4)$$

Расчеты по изложенной методике показывают, что при крепости пород по М.М. Протоdjeяконову от 5 до 14, толщина слоя пород, предохраняющая дно или ступы карьера от вредного влияния подземных выработок в виде образования воронок и провалов должна составлять от 25 до 15 м (табл. 1 и график на рис. 4).

С учетом изложенного и учитывая, что подземные горные выработки пересекают породы различной крепости, толщину потолочины можно принять равной 25-30 м по всей площади дна карьера.

При отработке месторождения возможна ситуация, когда подземные горные выработки необходимо

Таблица 1

Параметры предохранительного целика по оценке «Свода естественного равновесия»

$f$	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
$h$	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
$K_p$	1,19	1,20	1,22	1,24	1,25	1,26	1,28	1,29	1,30	1,31
$K_3$	1,56	1,56	1,56	1,56	1,56	1,56	1,56	1,56	1,56	1,56
$H$	25,1	22,9	21,2	19,9	18,7	17,8	16,9	16,2	15,6	15,0

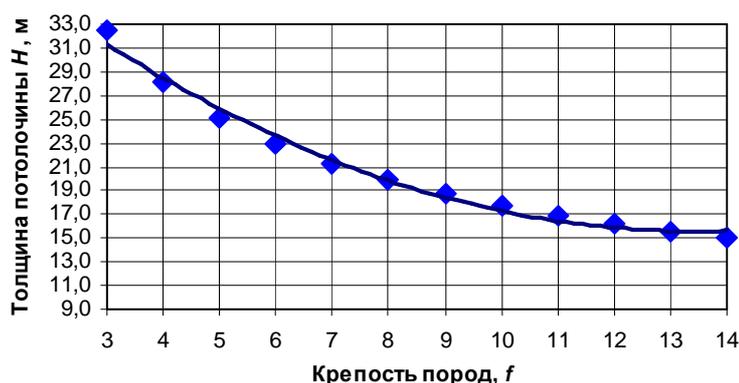


Рис. 4. Изменение толщины потолочины в зависимости от крепости пород по М.М. Протодяконову

сохранить еще некоторое время. Для этого требуется определить толщину слоя пород над подземными выработками, препятствующие их разрушению от вредного влияния открытых работ. В этом случае основным фактором, приводящим к разрушению подземных выработок, являются массовые взрывы в карьере [3].

В расчетах принимается, что горные породы – упругопластическая сплошная среда. В таких средах в области некоторого напряжения  $s_s$  как сжатие, так и разгрузка пород происходит упруго. В том случае, когда  $s \ll s_s$  при снятии нагрузки среда возвращается в исходное состояние без остаточных деформаций, гарантируя тем самым сохранение сплошности среды и ее устойчивости. При действии взрывных нагрузок, когда  $s \gg s_s$  в среде сохраняются остаточные деформации, величина которых зависит от максимального напряжения  $s$ , достигнутого при сжатии. Накопление остаточных деформаций  $e$  при последовательном производстве взрывных работ может привести к потере устойчивости и обрушению обнаженных пород. Достижение условий динамической деформации пород за пределами упругости наблюдается при деформациях, превышающих 0,0003 (предельно допустимая деформация, гарантирующая устойчивость обнажений).

В целом, для обеспечения гарантированной устойчивости массива подкарьерного целика, необходимо, чтобы сейсмическое действие взрыва не приводило к необратимым деформациям. Условие сохранения устойчивости пород записывается так:

$$U \leq U_o \quad (5)$$

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

$U_o$  – безопасная скорость смещения горных пород из условий их упругой деформации, см/сек.

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

$$U = 7,5 \cdot 10^4 \sqrt{\frac{q}{C_p \cdot \rho \cdot \tau}} \left[ \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^{1,5} \quad (6)$$

где  $q$  – ускорение силы тяжести, м/сек<sup>2</sup>;  
 $C_p \cdot \rho$  – акустическая жесткость пород, м/сек·кг/м<sup>3</sup>;  
 $Q$  – вес одновременно взрывающегося заряда, кг;  
 $P$  – плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;  
 $t$  – период сейсмических колебаний, сек.;  
 $R$  – расстояние до защищаемого объекта, м.

Период сейсмических колебаний  $\tau$  в зависимости от расстояния и веса заряда ВВ для сейсмических волн составляет:

$$\tau = 0,004 \sqrt{R} \cdot \sqrt[5]{Q} \quad (7)$$

Тогда из (6, 7) получаем:

$$U = \frac{3,72 \cdot 10^6 \cdot Q^{0,4}}{R^{1,75} \cdot \sqrt{C_p \cdot \rho}} \quad (8)$$

Безопасная скорость смещения горных пород может быть определена из общих условий их деформации. Если в процессе деформации объема  $V_o$  до объема  $V_1$  удельная энергия объема  $V_o$  увеличится на некоторую конечную и вполне определенную 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 так:

$$\frac{W_1}{V_1} - \frac{W_0}{V_0} \geq F \quad (9)$$

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

$V_0$  и  $V_1$  – объем среды до и после разрушения, м<sup>3</sup>.

Разрушающее напряжение может быть определено как:

$$\sigma_p = -\frac{3}{8} \cdot K \left[ \left( \frac{V_0}{V_1} \right)^{4/3} - \left( \frac{V_0}{V_1} \right)^4 \right] \quad (10)$$

Напряжение на элементарной поверхности внутри твердого тела действует в наиболее общем случае не по нормали к этой поверхности, а имеет составляющие, 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  $s_{xy}, s_{yz}, s_{xz}, s_{yx}, s_{zx}$  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:

$$V_1 = V_0 \cdot \left[ 1 + \frac{1-2\mu}{E} \cdot (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) \right] \quad (11)$$

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

$$\sigma_p = -\frac{3}{8} \cdot KE^{4/3} \cdot \frac{\left\{ [E + (1-2\mu) \cdot (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)]^{8/3} - E^{8/3} \right\}}{[E + (1-2\mu) \cdot (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)]^4} \quad (12)$$

где  $E$  – динамический модуль упругости;

$S_1, S_2, S_3$  – суммарный тензор напряжений.

Учитывая, что  $\frac{\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3}{E}$  в целом определяет относительную объемную деформацию ( $\epsilon$ ) среды под действием суммарного тензора напряжений ( $S_1, S_2, S_3$ ), получаем:

$$\sigma_p = -\frac{3}{8} \cdot K \cdot \frac{\left\{ [1 + (1-2\mu) \cdot \epsilon]^{8/3} - 1 \right\}}{[1 + (1-2\mu) \cdot \epsilon]^4} \quad (13)$$

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

$$\sigma = \frac{U \cdot C_p \rho}{q} \quad (14)$$

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

$$U_o = \frac{3 \cdot K_q \cdot \left\{ [1 + (1-2\mu) \cdot \epsilon_o]^{8/3} - 1 \right\}}{8 \cdot C_p r \cdot [1 + (1-2\mu) \cdot \epsilon_o]^4} \quad (15)$$

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

$$K_q = \frac{\rho}{q} \cdot \left( C_p^2 - \frac{4}{3} \cdot C_s^2 \right) \quad (16)$$

и в то же время:

$$C_s = C_p \sqrt{\frac{1-2\mu}{2 \cdot (1-\mu)}} \quad (17)$$

то из (15-17) получаем:

$$U_o = \frac{12,5 \cdot C_p \cdot \left\{ [1 + (1-2\mu) \cdot \epsilon_o]^{8/3} - 1 \right\} \cdot (1+\mu)}{[1 + (1-2\mu) \cdot \epsilon_o]^4 \cdot (1-m)} \quad (18)$$

где  $C_p$  – скорость распространения продольных волн, м/сек,  $C_p=4000$  см/с;

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

$\epsilon_o$  – допустимая относительная деформация горных пород в пределах упругости, для выработок дренажных горизонтов шахты «М»+128 м, +78 м и  $\pm 0$  значение  $\epsilon_o$  принимается в пределах 0,0003-0,0004;

$U_o$  – безопасная скорость смещения горных пород, см/с.

С учетом зависимостей (3), (6) и (16) получаем зависимость – уравнение для определения необходимой толщины охранного целика над подземными выработками дренажного горизонта при различных значениях массы заряда ВВ ( $Q$ ) на одно замедление:

$$R = \frac{1380 \cdot Q^{0,228} \cdot [1 + (1-2\mu) \cdot \epsilon_o]^{2,28}}{C_p^{0,856} \cdot r^{0,286} \cdot \left\{ [1 + (1-2\mu) \cdot \epsilon_o]^{8/3} - 1 \right\}^{0,57}} \cdot \left( \frac{1-m}{1+m} \right)^{0,57} \quad (19)$$

Результаты расчета толщины потолочины (охраняемого целика) по условиям взрывных работ в карьере приведены в табл. 2 и на рис. 5.

Таким образом, задача определения безопасных параметров подкарьерного целика (потолочины), разделяющего открытые и подземные горные работы, имеет два аспекта:

1. Толщина предохранительного целика определяется исходя из условия предохранения дна карьера или уступов от вредного воздействия подземных выработок в виде образования воронок и провалов. В этом случае параметры потолочины определяются с использованием зависимости (4), т.е. оценка параметров потолочины выполнена по «своду естественного равновесия».

2. Толщина предохранительного целика определяется с учетом сейсмозрывного воздействия массовых взрывов, ведущихся в карьере. В этом случае параметры потолочины определяются по зависимо-

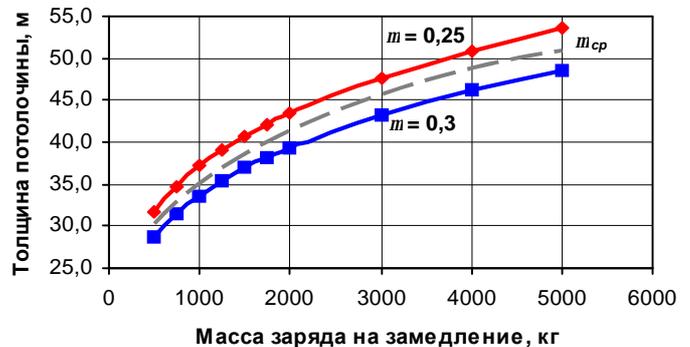


Рис. 5. Изменение толщины потолочины от уровня сейсмозрывного воздействия

Таблица 2

Параметры потолочина с учетом сейсмозрывного воздействия

Масса заряда на одно замедление, Q	Допустимая относительная деформация, $\epsilon_0$ , отн. ед.	Объемный вес пород, $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	Коэффициент Пуассона, $\mu$	Скорость продольной волны, $C_p$ , м/с	Толщина целика между дном карьера и выработками дренажного горизонта, R, м
500	0,0003	2700	0,25	4000	31,7
750	0,0003		0,25	4000	34,8
1000	0,0003		0,25	4000	37,1
1250	0,0003		0,25	4000	39,1
1500	0,0003		0,25	4000	40,7
1750	0,0003		0,25	4000	42,2
2000	0,0003		0,25	4000	43,5
500	0,0004	2700	0,3	4000	28,7
750	0,0004		0,3	4000	31,5
1000	0,0004		0,3	4000	33,6
1250	0,0004		0,3	4000	35,4
1500	0,0004		0,3	4000	36,9
1750	0,0004		0,3	4000	38,2
2000	0,0004		0,3	4000	39,4

сти (19), исходя из массы заряда ВВ на одно замедление.

3. Из двух полученных значений безопасных параметров потолочины принимается наибольшее, т.е. безопасную толщину подкарьерного целика над подземными горными выработками целесообразно принять ~ 50 м.

**Список литературы:**

1. Ветров С.В. допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. М.: Наука, 1975.
2. Методические указания по определению наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Ленинград, ВНИМИ 1972, 165 с.
3. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва. Недра, 1976, 270 с.

УДК 622.271

© Шамин В.Ю., Куканова С.И., Крюков Ю.М., Кормин А.В. 2005 г.

## ШАМАНОВЕ БИООКСИДОВАНИЕ ЗОЛОТО-СУЛЬФИДНО-МЫШЬЯКОВОГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА АССОЦИАЦИЕЙ ТИОНОВЫХ БАКТЕРИЙ В НЕПРЕРЫВНОМ РЕЖИМЕ

**Шамин В.Ю.**, директор Северного рудоуправления НГМК; **Куканова С.И.**, руководитель проекта института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Крюков Ю.М.**, директор ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК; **Кормин А.В.**, начальник опытно-технологической лаборатории ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК

В соответствии с планом реконструкции и развития Учкудукского золотоизвлекательного комплекса, начиная с 2007 г. на ГМЗ-3 НГМК будут перерабатываться технологически упорные руды, содержащие золото, тонковкрапленное в сульфидных минералах – в пирите, арсенопирите. Для таких руд разработана и заложена в проект реконструкции предприятия технология, включающая процесс флотационного обогащения, биоокисления флотоконцентратов, цианирования продуктов биоокисления и хвостов флотации.

Необходимо подчеркнуть, что заложенная в проект схема и показатели получены, в основном, расчётным путем, исходя из результатов ранее проведённых исследований и укрупнённых испытаний, которые были выполнены приглашёнными в проект сторонними организациями (Дженкор, Иргиредмет). Для

экспериментального подтверждения параметров и показателей, заложенных в проект, на ГМЗ-3 проводятся исследования по процессу биоокисления сульфидных флотоконцентратов и переработке полученных продуктов биоокисления.

В опытно-технологической лаборатории ГМЗ-3 разработана, изготовлена и смонтирована мини-установка для проведения процесса бактериального окисления сульфидов в непрерывном режиме.

Лабораторная мини-установка непрерывного биоокисления (рис. 1) состоит из технологической цепочки, включающей шесть реакторов, объёмом 5 л каждый с механическим перемешиванием и аэрацией. Реакторы № 1-3 (первичные реакторы) включены параллельно, а реакторы № 4-6 (вторичные реакторы) последовательно. В первичные реакторы № 1-3 подаётся

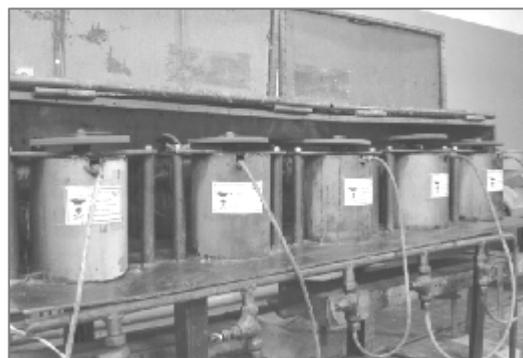
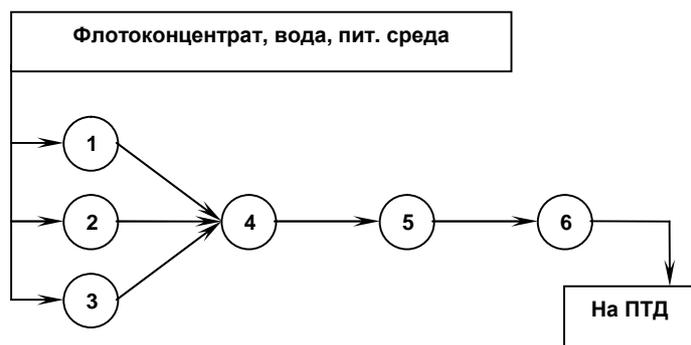


Рис. 1. Мини-установка биоокисления

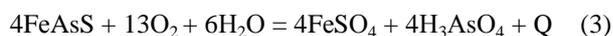
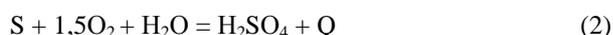
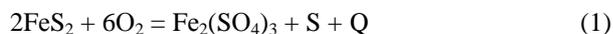
исходный флотоконцентрат в виде пульпы с соотношением Т/Ж=1/4, а также питательная среда, содержащая соли калия, фосфора и азота, необходимые для развития бактерий. Из реактора № 6 производится разгрузка продуктов бактериального окисления, поступающих далее на промывку методом противоточной декантации (ПТД). Производительность установки по флотоконцентрату составляет 0,9 кг/сут. Продолжительность биоокисления в первичных реакторах составляет 2,5 сут, во вторичных реакторах также 2,5 сут. Общее время биоокисления в данной установке - 5 сут.

На первом этапе работ по освоению процесса биоокисления проводились опыты в периодическом режиме (с разовой загрузкой флотоконцентрата). Это было вызвано необходимостью определения приемлемости процесса биоокисления для переработки флотоконцентратов, полученных из данного типа руд. Продолжительность периодического процесса биоокисления составляла 10 и 15 сут. Следует отметить достаточно высокую продолжительность лаг-фазы (5-10 сут и более), вызванную низкой степенью адаптации исходного лабораторного штамма тионовых бактерий к мышьяку (III), особенно в условиях низкого рН (1,3-1,6) при работе в периодическом режиме. После этапа адаптации начинается период активного роста бактерий, что сопровождается прогрессией концентраций железа и мышьяка, а также значительным снижением рН (до 1,00), который продолжается около 10 суток. Ухудшение условий развития бактерий в этот период, а также снижение концентрации окисляемого субстрата в пульпе по мере протекания растворения сульфидов отрицательно сказывается на росте популяции микроорганизмов. В связи с этим, через 10-12 сут после начала активного роста биологическая активность, постепенно снижаясь, становится равной нулю. Наступает фаза отмирания микроорганизмов. Использование полученного биораствора в качестве инокулята при последующих опытах также сопряжено с рядом трудностей при реактивации биомассы. Поэтому проведение опытов в периодическом режиме недостаточно информативно для определения оптимального времени биоокисления и других параметров процесса. Это привело к необходимости ведения процесса в непрерывном режиме.

Заполнение установки непрерывного действия было начато с адаптации исходного штамма ассоциации тионовых бактерий, которое проводилось сначала в одном реакторе, на питательной среде с железом (II) и небольшими добавками флотоконцентрата. Активность исходного штамма составляла около 1,1 г·дм<sup>3</sup> Fe(II)/ч. После добавки флотоконцентрата в количестве 15-20 г/л активность стала равной нулю и не проявлялась в течение 17 сут. Аэрация, объем, и температура пульпы поддерживались в это время неизменными. После реактивации бактерий было проведено последовательное заполнение всех реакторов установки, после чего она работала в режиме рециркуляции для продолжения адаптации и выхода на рабочие плотности пульпы (около 1164 г/л). Общее время адаптации бактерий продолжалось около 3-х месяцев.

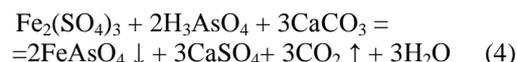
Необходимым условием роста бактерий и сохранения скорости биоокисления является поддержание температур при работе установки в пределах 35-42 °С. Еще одним неотъемлемым фактором процесса биоокисления является бесперебойная аэрация пульпы воздухом. Отсутствие аэрации в течение более 20 мин приводит к длительной остановке процесса в связи с практически полной потерей активности бактерий, которая может быть восстановлена только в течение 10-12 сут.

В начальном периоде работы установки степень окисления сульфидной серы в процессе биоокисления за 5 сут составляла только 52-55 % (вместо ожидаемой степени окисления 90-96 %). Извлечение золота при последующем сорбционном цианировании продуктов биоокисления составило 80-83,5 %. Оказалось, что столь низкая степень окисления сульфидов объясняется недостаточной активностью работы первичных реакторов, которая связана в основном, с минералогической характеристикой применяемого флотоконцентрата. Как известно, в результате биоокисления сульфидных минералов происходит образование серной, а также мышьяковой кислот по реакциям:



Для генерации достаточного количества кислоты и автономного поддержания уровней pH и железа в жидкой фазе пульпы первичных реакторов, что не маловажно для устойчивой рекультивации биомассы, отношение содержаний сульфидной серы к содержаниям карбонатов во флотоконцентрате должно быть в пределах 9,0-12,0. При меньшем значении этого отношения первичные реакторы будут потреблять большое количество серной кислоты. В нашем случае отношение  $S^{2-}/CO_3^{2-}$  составляло всего около 6,0. Очевидно, что при таком низком значении отношения  $S^{2-}/CO_3^{2-}$ , количества генерируемой бактериями серной кислоты в первичных реакторах не будет достаточно для полной нейтрализации карбонатов и поддержания необходимого уровня pH. Это в свою очередь приведёт к его повышению, и, как следствие, осаждению железа и мышьяка из жидкой фазы пульпы, снижению репродуктивной активности бактерий. Очень важным фактором для работы, особенно первичных реакторов, является продолжительность удвоения популяции бактерий. При возникновении неблагоприятных факторов (колебания pH и температуры, резкое изменение солевого состава, гипоксия) скорость роста популяции снижается, в связи с чем, продолжительность её удвоения постепенно может достигнуть (и даже превысить) время пребывания материала в первичных реакторах. В этом случае, будет происходить постепенное вырождение семейства бактерий в установке (за счет того, что вынос биомассы с потоком пульпы будет превышать её восполнение за счет естественной репродуктивности).

В действительности, на практике, при проведении опытов в первичных реакторах наблюдался рост pH пульпы (табл. 1) вплоть до 2,35. Это вызывало постепенное осаждение скородита и ярозита в твёрдую фазу, при этом наблюдалось снижение уровня железа и мышьяка жидкой фазе пульпы (до 1,9 и 0,22 г/л соответственно). Следует отметить, что осаждение скородита начинается при более низком значении pH (1,7-1,9), чем осаждение ярозита (pH 2,3) и других гидротированных окисей и основных солей железа (III):



В результате этого процесса может происходить пассивация поверхности сульфидных минералов, а также уменьшение адсорбции клеток микроорганизмов на минеральных частицах, что и снижало активность биомассы и, как следствие, степень окисления сульфидной серы.

Обращает на себя внимание высокое содержание железа (II) в жидкой фазе пульпы первичных реакторов (табл. 1), что подтверждает недостаточную активность бактерий при pH > 2,0.

Для стабилизации pH среды в первичных реакторах проводили систематические добавки серной кислоты низкой концентрации до pH пульпы не более 1,8 (табл. 2). В результате этого активность биомассы возрастала, что наблюдалось по снижению содержания железа (II), однако расход серной кислоты составлял-64 кг/т. При этом также возрастал на 15-20 %

расход известняка ( $CaCO_3$ ) на регулирование pH во вторичных реакторах.

Другим методом поддержания постоянства параметров в первичных реакторах, который испытывается в настоящее время, является частичный возврат кислого раствора, получаемого в результате промывки продуктов биоокисления методом противоточной декантации. Эти растворы содержат достаточное количество серной и мышьяковой кислот и солей железа (III), которые способны разрушать карбонаты, поступающие с флотоконцентратом в

Таблица 1

Параметры процесса биоокисления с повышенной pH пульпы в первичных реакторах

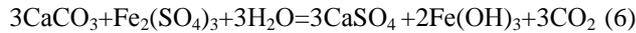
№ реактора	pH	Содержание Fe (III), г/л	Содержание Fe (общ), г/л	Содержание As (V), г/л	Содержание As (общ), г/л	Температура, °С
1	2,35	0,9	1,9	0,22	0,25	38
2	2,40	0,5	2,3	0,25	0,30	35
3	2,30	1,1	2,3	0,28	0,34	36
4	1,69	4,4	4,6	1,55	1,60	35
5	1,43	9,6	9,7	3,80	3,85	33
6	1,32	14,6	14,6	4,70	4,70	33

Таблица 2

Параметры процесса биоокисления со стабилизацией pH пульпы с использованием добавки серной кислоты

№ реактора	pH	Содержание Fe (III), г/л	Содержание Fe (общ), г/л	Содержание As (V), г/л	Содержание As (общ), г/л	Температура, °С
1	1,72	4,3	4,8	1,2	1,35	36
2	1,83	4,5	4,8	1,3	1,32	34
3	1,69	6,0	6,2	1,6	1,65	35
4	1,62	5,8	6,0	3,4	3,40	37
5	1,46	10,2	10,2	4,7	4,75	34
6	1,31	16,3	16,3	5,1	5,10	36

первичные реакторы:



Поэтому в дополнительном добавлении серной кислоты в пульпу нет необходимости. Выделяющаяся углекислота частично ассимилируется бактериями для биосинтеза.

При использовании данной схемы с частичным возвратом кислого раствора после противоточной декантации, в первичные реакторы, была достигнута стабилизация уровня pH не выше 1,6 (без добавок кислоты). Концентрация железа (III) в жидкой фазе пульпы находилась в пределах 12-14 г/л, при этом уровень концентрации железа (II) не превышал 0,2-0,3 г/л (табл. 3), что свидетельствует о значительном повышении активности бактерий. Кратковременное снижение pH пульпы менее 1,2 (табл. 3) не оказывало выраженного ингибирующего влияния на активность микроорганизмов.

90,0 %. К тому же, при частичном возврате кислого раствора, несколько снижается общий расход известняка, необходимого для его нейтрализации.

Объемная доля возврата кислого раствора определяется исходя из практических наблюдений за уровнями pH, железа (II, III) и мышьяка в жидкой фазе пульпы первичных реакторов, которые, конечно, не должны превышать допустимых пределов токсичности. Установлено, например, что концентрация мышьяка (V) в жидкой фазе, в пределах 7-8 г/л, при pH -1,5 не оказывает заметного ингибирующего влияния на развитие биомассы. Также, до настоящего времени, не обнаружено какого либо токсического действия на бактерии остаточных концентраций флокулянтов, применяемых в процессе противоточной декантации (ПТД).

Работа установки биоокисления в непрерывном режиме обеспечивает возможность регулировки pH, концентраций железа и мышьяка, содержания окисляемого субстрата в пульпе. Поддержание постоянства параметров процесса является важнейшим фактором обеспечения стабильной активности биомассы и отсутствия лаг-фазы. Последний фактор, в основном, является причиной сокращения необходимого времени биоокисления в

2-4 раза при непрерывном процессе биоокисления, относительно периодического. К тому же в непрерывном процессе в случае снижения активности бактерий в отдельном реакторе существует возможность её восстановления путем добавки «активной пульпы» из последующих реакторов.

Основными параметрами, характеризующими нормальную работу системы, являются снижение pH пульпы в каждом последующем реакторе (рис. 3), повышение концентраций железа (III) (рис. 4) и мышьяка в жидкой фазе пульпы (рис. 5). Концентра-

Таблица 3  
Параметры процесса биоокисления с применением метода противоточной декантации

№ реактора	pH	Содержание Fe(III), г/л	Содержание Fe(общ), г/л	Содержание As(V), г/л	Содержание As(общ), г/л	Температура, °С
1	1,52	12,5	12,8	3,3	3,5	37
2	1,48	12,9	13,1	4,2	4,4	39
3	1,44	13,8	13,8	3,3	3,4	37
4	1,23	16,2	16,2	3,8	3,8	34
5	1,20	16,7	16,7	5,0	5,0	33
6	1,16	18,0	18,0	6,2	6,2	32

В связи с нормализацией работы первичных реакторов, как следствие, возросла общая степень окисления сульфидной серы в процессе биоокисления флотоконцентрата, которая составила около 88 % (рис. 2) за 5 сут. Сорбционное выщелачивание данных продуктов биоокисления дало извлечение золота около

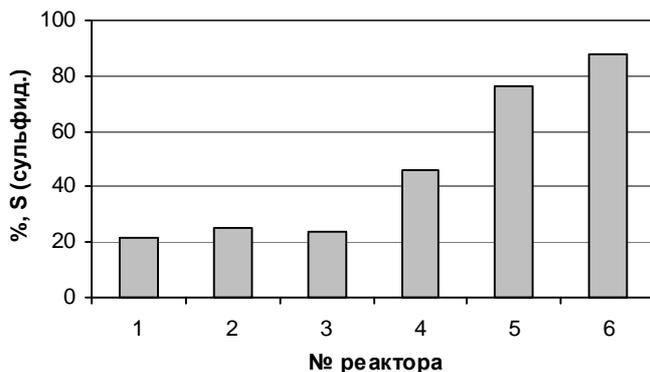


Рис. 2. Степень окисления сульфидной серы в реакторах

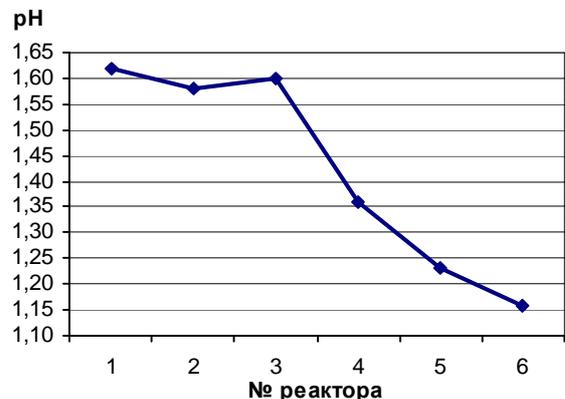


Рис. 3. Динамика изменения pH в реакторах

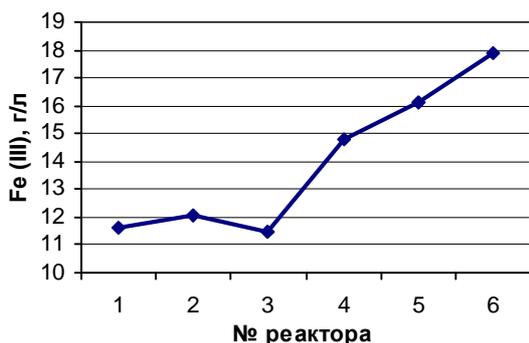


Рис. 4. График изменения концентрации железа (III) в реакторах

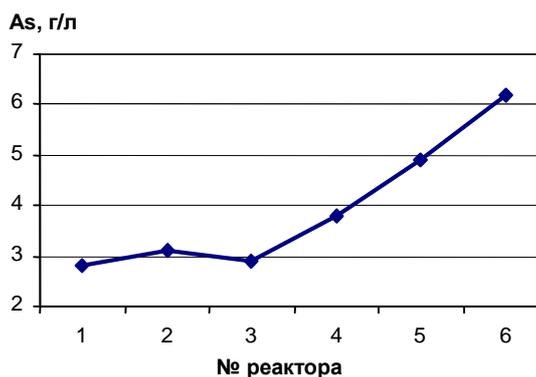
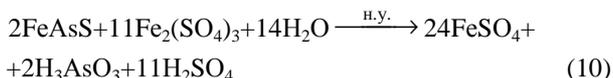
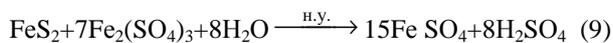


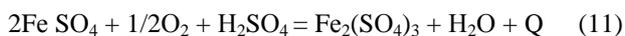
Рис. 5. График изменения концентрации мышьяка (общ.) в реакторах

ция железа (II) в жидкой фазе пульпы первичных реакторов не должна превышать 1,0 г/л, а во вторичных реакторах 0,1 г/л.

Повышение содержания железа (II) в жидкой фазе пульпы явно свидетельствует о снижении активности бактерий. Это связано с тем, что помимо биохимического окисления сульфидных минералов (уравнения 1-3), в процессе биоокисления происходит также химическая окислительная деструкция сульфидов, медленно протекающая без участия бактерий и кислорода, в основном, согласно следующим уравнениям реакций:



Образующееся в результате этих реакций железо (II) далее окисляется бактериями до железа (III):



При нормальном протекании процесса скорость реакции (11) значительно выше, чем скорость реакций (8-10) поэтому железо (II) жидкой фазе «активной пульпы» практически отсутствует. При снижении активности бактерий скорость реакции (11) снижается, а реакций (8-10) остаётся практически неизменной, в связи с чем, образование железа (II) начинает превалировать над его окислением, что ведёт к повышению его концентрации в жидкой фазе пульпы.

Динамика изменения pH пульпы в реакторах (рис. 3) при непрерывном процессе показывает, что значительное изменение pH происходит только во вторичных реакторах, т.к. в первичных реакторах pH поддерживается на определённом уровне. Это происходит за счет постоянного связывания образующейся кислоты карбонатами, поступающими с исходным флотоконцентратом, содержание которых в нем (в пересчете на CaCO<sub>3</sub>) составляет около 4-5 %.

В случае же снижения pH пульпы во вторичных реакторах менее 1,2 необходима его корректировка введением известняка (CaCO<sub>3</sub>). В противном случае, при pH менее 1,0 произойдёт значительное снижение биологической активности биомассы за счёт усиления ингибирующего влияния ионов Fe (III) и особенно As (III) на ферментатическую железоокисляющую систему бактерий. Это вызовет длительную лаг-фазу, сохраняющуюся даже после восстановления нормальных условий среды.

Таким образом, выявлено:

1. При непрерывном режиме биоокисления, по сравнению с периодическим режимом, время процесса сокращается с 10-15 сут до 4-5 сут. Это связано с поддержанием стабильной активности биомассы и отсутствием лаг-фазы (при этом извлечение золота сорбционным цианированием продуктов биоокисления составило около 90,0 %).

2. На основании результатов проведённых на настоящее время исследований по чановому биоокислению флотоконцентратов в непрерывном режиме можно сделать вывод о том, что предложенная в проекте развития ГМЗ-3 технология биоокисления в целом работоспособна и целесообразна для переработки технологически упорных золото-мышьяковистых сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау.

3. В связи с особенностью химического состава флотоконцентрата (низкое значение отношения S<sup>2-</sup>/CO<sub>3</sub><sup>2-</sup>, равное 6,0) при работе установки биоокисления первичные реакторы, вероятнее всего, будут потреблять значительное количество серной кислоты для поддержания требуемого уровня pH пульпы.

Исследования по уточнению параметров и показателей работы установки биоокисления, а также оптимизации процессов переработки, таких как: сорбционное выщелачивание, промывка продуктов биоокисления методом противоточной декантации, нейтрализация сточных вод, с целью их повторного использования, продолжаются.

Планируется монтаж и запуск в работу укрупнённой лабораторной установки биоокисления с использованием реакторов, объёмом 60 л.

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОТСЫПКИ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛА В ПОДГОТОВЛЕННОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКПАТАС»

**Зинько Н.А.**, главный инженер Северного рудоуправления НГМК; **Филь В.И.**, зам. главного инженера Северного рудоуправления НГМК; **Лашко В.Т.**, ст. научный сотрудник института проблем природопользования и экологии АН Украины, канд. техн. наук

Обработка месторождений полезного ископаемого с применением открытых горных работ, как правило, связана с выемкой значительных объемов вмещающих скальных вскрышных пород, объем которых обычно в 2,1-2,7 раза превышает объем работ по полезному ископаемому.

Альтернативой традиционной схеме обработки и транспортирования вмещающих скальных вскрышных пород является принципиально новая технологическая схема производства работ – отсыпка этих пород во внутренний отвал в предварительно подготовленной рабочей зоне карьера.

Сущность такой технологической схемы производства отвальных работ заключается в следующем. В определенной зоне карьера в его проектных контурах интенсифицируются горные работы с постановкой 2-3 бортов в предельное положение. После выполнения работ по подготовке зоны карьера начинается комплекс работ по пионерной отсыпке нижнего и последующих ярусов внутреннего отвала. Высота отсыпаемых ярусов отвала изменяется от 10-15 до 30-45 м, что обеспечивает стабильное минимальное расстояние транспортирования горной массы с применением автосамосвалов.

Преимуществами такой технологической схемы производства отвальных работ являются: значительное, в 1,5-2,3 раза, сокращение интенсивности грузопотока горной массы в рабочей зоне карьера и аналогичное сокращение материальных затрат на выполнение транспортных работ; снижение удельного расхода дизельного топлива и горюче-смазочных материалов; оздоровление экологической ситуации в рабочей зоне карьера.

К недостаткам такой технологической схемы производства отвальных работ можно отнести: необходимость пересмотра календарного плана работ в зоне карьера под подготовку отсыпки внутреннего отвала и изменения развития автомобильных съездов в контурах подготавливаемой зоны.

Для горно-технических условий карьеров Кокпатас – «Восточный» и «Южный-1» рассмотрены принципиальные технологические схемы отсыпки внутреннего отвала скальных вскрышных пород во внутренний отвал в предварительно подготовленной рабочей зоне карьера.

Так, для горно-технологических условий карьера «Восточный» в результате предварительной оценки размещения внутреннего отвала скальных вскрышных пород предлагается в юго-восточной зоне. Юго-

восточная зона карьера характеризуется развитой системой автомобильных съездов и наличием в торце зоны технологических площадок шириной до 50-60 м, абсолютная отметка нижнего рабочего горизонта карьера в его подготовленной зоне составляет +180 м. Такое развитие горных работ в юго-восточной зоне карьера позволяет выполнять отсыпку внутреннего отвала одновременно в несколько ярусов. Отсыпка нижнего яруса высотой 30 м предусматривается с отметки горизонта разгрузки автосамосвалов +210 м, второго – +240 – +250 м. При одновременной отсыпке нижнего и второго яруса отвала предусматривается наличие на горизонте разгрузки автосамосвалов при отсыпке нижнего яруса отвала (+210 м) технологической площадки шириной не менее 30 м.

Объем отсыпки горной массы на этапе формирования внутреннего отвала составляет – в нижний ярус 486,0 тыс. м<sup>3</sup>, во второй – 1455,0 тыс. м<sup>3</sup>.

В процессе отсыпки нижнего и второго яруса внутреннего отвала на отметке +240 м формируется горизонтальная технологическая площадка шириной 140-230 и длиной 385-495 м, что позволяет отсыпать третий ярус отвала с отметки горизонта разгрузки автосамосвалов +270 м. Объем отсыпки горной массы в третий ярус внутреннего отвала на этапе его формирования составляет 2376,0 тыс. м<sup>3</sup>.

Общий объем отсыпки горной массы в нижний ярус отвала в пределах подготовленной зоны карьера составляет 698,0 тыс. м<sup>3</sup>, во второй ярус – 2540,0 тыс. м<sup>3</sup>, в третий – 3382,0 тыс. м<sup>3</sup>.

Максимальный объем отсыпки горной массы во внутренний отвал при полном его развитии в юго-восточной зоне карьера «Восточный» составляет 10515,0 тыс. м<sup>3</sup>.

Для горно-технических условий карьера «Южный-1» рассмотрены принципиальные технологические схемы отсыпки внутреннего отвала скальных вскрышных пород в два последовательных этапа – в восточной и западной зоне карьера.

На первом этапе производства отсыпка внутреннего отвала предусматривается в западной зоне карьера с отметки горизонта разгрузки автосамосвалов +210 м. При этом высота отсыпаемого яруса отвала изменяется от 5-10 м (по длине 330 и ширине 60 м) до 35,0 (по длине 170 и ширине 120 м). Второй ярус отвала высотой 45,0 м отсыпается с отметки горизонта разгрузки автосамосвалов +255 м.

Объем отсыпки горной массы в нижний ярус отвала составляет 871,6 тыс. м<sup>3</sup> с формированием на от-

метке горизонта +210 м горизонтальной технологической площадки длиной 510 и шириной 65-75 м, что обеспечивает формирование второго яруса отвала с отметки горизонта разгрузки автосамосвалов +255 м. На этапе развития работ по отсыпке второго яруса отвала на горизонте разгрузки автосамосвалов формируется технологическая площадка длиной 60-80 м и шириной 30-35 м, объем отвальных работ при этом составляет 64,8-100,8 тыс. м<sup>3</sup>. Дальнейшее развитие работ по отсыпке второго яруса отвала предусматривается в восточном и северном направлениях. Объем отсыпки горной массы во второй ярус отвала при полном его формировании составляет 2475 тыс. м<sup>3</sup>. Общий объем отсыпки горной массы во внутренний отвал в подготовленной западной зоне карьера составляет 3350,0 тыс. м<sup>3</sup>.

За время отсыпки внутреннего отвала в западной зоне карьера, в его восточном крыле, выполняются горно-подготовительные и эксплуатационные работы под отсыпку внутреннего отвала скальных вскрышных пород.

Отсыпка внутреннего отвала в восточной зоне карьера выполняется в несколько последовательных этапов. На первом этапе производства отвальных работ выполняется отсыпка нижнего яруса отвала высотой 15-20 м, объем отсыпки горной массы составляет 408,0 тыс. м<sup>3</sup>.

В процессе отсыпки нижнего яруса отвала на отметке горизонта разгрузки автосамосвалов +155 м формируется горизонтальная технологическая площадка длиной 200 и шириной 100 м, что обеспечивает развитие работ по отсыпке второго яруса отвала с отметки горизонта разгрузки автосамосвалов 200 м (высота отсыпаемого яруса отвала 45,0 м). Отсыпка второго яруса отвала начинается с восточного торца карьера, где имеется технологическая площадка ши-

риной до 25 и длиной до 40 м вдоль северного борта карьера. Объем работ по отсыпке второго яруса отвала до формирования технологической площадки длиной 200 и шириной 280 м составляет 2016,0 тыс. м<sup>3</sup>.

Третий ярус отвала, отсыпаемого в восточной зоне карьера, отсыпается с горизонта разгрузки автосамосвалов 260 м (высота яруса 60,0 м) с развитием отвальных работ в южном и восточном направлениях. Объем работ по отсыпке третьего яруса отвала составляет около 4540,0 тыс. м<sup>3</sup>.

Общий объем работ по отсыпке горной массы во внутренний отвал в восточной зоне карьера составляет 6964,0 тыс. м<sup>3</sup>, суммарный объем отсыпки отвала в западной и восточной зоне карьера составляет 10314,0 тыс. м<sup>3</sup>.

Таким образом, в общем виде рассмотрены схемы отсыпки внутреннего отвала скальных вскрышных пород в предварительно подготовленной зоне карьеров «Восточный» и «Южный-1». Определены схемы расположения и развития отвалов в контурах карьеров и предварительные объемы отсыпки отвалов.

Предварительная технологическая оценка схем отсыпки внутреннего отвала скальных вскрышных пород в подготовленной зоне карьера показывает, что применение принципиально нового технологического решения по отсыпке вмещающих скальных вскрышных пород в отвал обеспечивает снижение интенсивности грузопотока горной массы в рабочей зоне карьера до 3,48 раз (по карьерам «Восточный» и «Южный-1») и экономический эффект от 1570,0 до 2557,7 тыс. долл. США по сравнению с традиционной технологической схемой производства отвальных работ.

Это подчеркивает целесообразность внедрения на карьерах схемы отсыпки отвалов скальных вскрышных пород в предварительно подготовленной зоне карьера в его контурах.

УДК 622.271

© Зинько Н.А., Пронин Н.И., Еремин А.М. 2005 г.

## ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОСВЕННЫХ РАЗДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПРИЗНАКОВ ПРИ РЕНТГЕНО-РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СОРТИРОВКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКПАТАС»

Зинько Н.А., главный инженер Северного рудоуправления НГМК; Пронин Н.И., главный геолог Северного рудоуправления НГМК; Еремин А.М., главный геофизик Северного рудоуправления НГМК

На месторождении «Кокпатас» с 1996 г. введен в промышленную эксплуатацию автоматизированный программно-управляемый комплекс посамосвальной сортировки золотосодержащих руд. На данном комплексе с помощью рентгенорадиометрического метода производится сортировка золотосодержащих руд в автосамосвалах по содержанию золота с использова-

нием косвенных разделительных признаков. В качестве разделительных признаков используются связи содержания золота с содержанием мышьяка и содержания золота с отношением содержания мышьяка и железа [1-3].

В основе измерений на программно-управляемом комплексе заложена корреляционная зависимость со-

держания золота от содержания мышьяка и отношения содержания мышьяка к железу с коэффициентами корреляции 0,6-0,72, соответственно, определенным по результатам опробования шламовых проб буровзрывных скважин и групповых проб при добыче руды на карьерах Южный-1, 2, Юго-восточный, Ближний, Широкий и Приконтактный.

По мере развития добычных работ на месторождении и вовлечения в отработку новых карьеров были выявлены различия в тесноте корреляционных связей по отдельным карьерам относительно принятых, которые влияют на качество определения золота при посамосвальном сортировке на рудоконтрольной станции (РКС).

Это, очевидно, вызвано минералого-геохимическими особенностями поведения золота и элементов-спутников, используемых в качестве разделительных признаков, раздельно по вводимым карьерам.

Месторождение «Кокпатас» располагается в пределах Центрально-Кызылкумских палеозойских возвышенностей с обобщающим названием Букантау и приурочено к Кокпатавской брахиантиклинали, являющейся фрагментом Центрально-Букантавской антиклинали.

В геологическом строении района принимают участие два структурных этажа. Комплекс основания представлен дислоцированными и метаморфизованными вулканогенно-осадочными породами палеозоя, относящиеся к черносланцевым породам, и слабометаморфизованными песчано-глинистыми отложениями мезокайнозоя.

Месторождение «Кокпатас» образуют в совокупности 39 карьеров, приуроченных к полосе пород Карашахской свиты, обрамляющей ядро Кокпатавской антиклинали. Общая площадь Кокпатавского рудного поля составляет 90 км<sup>2</sup>. В пределах каждого карьера разведано несколько залежей, большинство из которых выходят на поверхность месторождения.

Рудные залежи локализуются в линейных зонах кварц-серицит-карбонатных метасоматитов. Положение таких зон определяется структурно-литологическими факторами; границы метасоматитов с неизменными породами постепенные, подчиняются слоистости и трещиноватости вмещающих пород. Залежи представляют собой объемы пород в контуре зон метасоматитов, характеризующиеся более высокой степенью насыщенности сульфидами.

Основными минералами носителями концентрации золота являются пирит и арсенопирит.

Как известно, черносланцевые породы, независимо от состава и условий образования, изначально содержат повышенное количество биоорганического вещества, являющегося концентратом большого комплекса ценнейших элементов в процессе станов-

ления пород.

Поведение золота и серебра в связи с наличием мышьяка и серы в песчано-сланцевых породах рассматривалось в статье С.Т. Бадалова [1]. По степени метаморфизма таких пород, что резко отражается на формах связи указанных элементов, С.Т. Бадалов условно выделяет три фации – слабо метаморфизованную (тип Даугызтау), среднеметаморфизованную (тип Кокпатав) и наиболее интенсивно измененную (тип Мурунтау).

Если в первом случае золото, серебро и другие элементы еще сохранили первичные связи с биоорганическим веществом, то во втором почти все рудообразующие и редкие элементы в процессе метаморфизма оказались в двух ведущих минералах серы и мышьяка, т.е. в пирите и арсенопирите, в третьем случае золото в значительной степени перешло в самородное состояние.

В связи с этим, особый интерес представляют минералого-геохимические связи указанных элементов в породах, подвергшихся средней степени метаморфизма. Выявление различных форм связи между золотом (катион), с одной стороны, и мышьяком и серой (анионы) – с другой, имеют большое практическое значение по определению содержания золота по косвенным признакам при измерениях рентгено-радиометрическим методом (РРМ). Кроме этих элементов определенное участие в процессах и их распределении в пирите и арсенопирите принимает железо, которое в равной степени входит в состав данных сульфидов (от 46,7 % в пирите до 34,3 % в арсенопирите). Однако, от наличия железа, как единственного катиона в обоих сульфидных минералах, почти отсутствует зависимость распределения в них золота.

Для изучения различия корреляционных связей золота с поведением мышьяка и железа были отобраны пробы, характеризующие каждый из 6-ти карьеров в отдельности по содержаниям (минерализованная масса, забалансовая и балансовая руда) и построены уравнения регрессии (табл. 1, 2).

Из приведенных данных в табл. 1, 2 следует, что содержание мышьяка по карьерам отражается на корреляционных связях содержания золота. При этом,

Таблица 1

Распределение средних содержаний элементов по карьерам

Наименование карьера	Содержание элементов			As/Fe отн. ед.
	Au, г/т	As, %	Fe, %	
«Восточный»	1,27	0,343	7,61	0,049
«Придорожный»	1,23	0,688	8,08	0,085
«Южный – 2»	1,55	0,463	9,49	0,049
«Северо-западный – 2»	1,27	0,292	5,80	0,050
«Западный 1 – 1»	1,39	0,270	6,36	0,042
«Западный 3 – 3»	1,48	0,209	8,26	0,026
<b>По всем карьерам</b>	<b>1,36</b>	<b>0,378</b>	<b>7,60</b>	<b>0,050</b>

Таблица 2

Расчетные уравнения регрессии связи золота с элементами по карьерам

№ п/п	Наименование карьера	Уравнения регрессии		Коэффициент корреляции, r
1	«Восточный»	$Au=0,377+2,6 \times As\%$	$Au=0,385+18,08 \times As/Fe$	0,79 / 0,75
2	«Придорожный»	$Au=0,189+1,51 \times As\%$	$Au=0,055+13,87 \times As/Fe$	0,89 / 0,89
3	«Южный – 2»	$Au=-0,166+3,63 \times As\%$	$Au=-0,184+34,97 \times As/Fe$	0,88 / 0,86
4	«Северо-западный – 2»	$Au=-0,066+4,63 \times As\%$	$Au=-0,083+27,09 \times As/Fe$	0,89 / 0,90
5	«Западный 1 – 1»	$Au=-0,031+5,25 \times As\%$	$Au=-0,038+33,84 \times As/Fe$	0,91 / 0,90
6	«Западный 3 – 3»	$Au=0,033+6,93 \times As\%$	$Au=0,002+57,75 \times As/Fe$	0,81 / 0,77
По всем карьерам		$Au=0,44+2,46 \times As\%$	$Au=0,337+20,59 \times As/Fe$	0,70 / 0,69

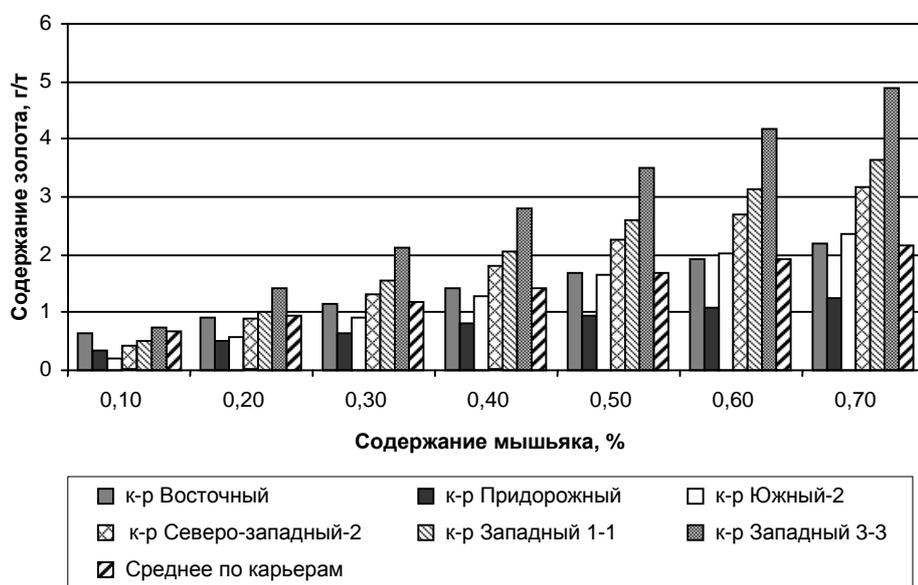


Рис. Расчет содержания золота по содержанию мышьяка в рудах месторождения «Кокпаташ»

масса и забалансовая руда будут отнесены к балансовым рудам, на других балансовая руда может быть отнесена к забалансовым рудам или минерализованной массе (рис.).

Исследования по определению связи содержания золота с содержанием мышьяка и отношением содержания мышьяка и железа позволяют сделать следующие выводы:

1. Необходимо проводить исследования по минералогическим особенностям поведения золота и элементов-спутников, используемых в качестве разделительных признаков, отдельно на вводимых в отработку карьеров месторождения.

общее по карьерам расчетное уравнение связи золота с мышьяком и золота с отношением мышьяка к железу имеет коэффициенты корреляции 0,7 и 0,69, тогда как отдельно по карьерам корреляционная связь более тесная.

Минералогическое объяснение причинности этих связей заключается в том, что золото более тесно связано с мышьяком, что характерно для черносланцевых пород, и его распределение по месторождению «Кокпаташ» зависит от соотношения присутствия пирита и арсенопирита в каждом карьере в отдельности.

Таким образом, при проведении расчетов содержания золота по заданному содержанию мышьяка на разных карьерах наблюдаются существенные различия, т.е. при использовании усредненного уравнения регрессии для месторождения при проведении сортировки на РКС на одних карьерах минерализованная

2. Проведение сортировки золотосодержащих руд в автосамосвалах на рудоконтрольной станции (РКС) с использованием зависимости связи золота с элементами-спутниками должно осуществляться для каждого из карьеров в отдельности или группы карьеров с близкими по значениям уравнениям регрессии.

**Список литературы:**

1. Бадалов С.Т. О геохимических связях золота и серебра с мышьяком и серой в черносланцевых породах. *Узбекский геологический журнал*, № 5, 1994 г.
2. Татарников А.П. *Ядерно-физические методы обогащения полезных ископаемых*. Москва: Атомиздат, 1974.
3. *Статистические методы геологических исследований*. Выпуск 4. Москва, 1971.

# К ВОПРОСУ О ПОВЫШЕНИИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОЭКОНОМИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ НА СОВРЕМЕННОМ ЭТАПЕ РАЗВИТИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Шеметов П.А., начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Дальнейшее повышение эффективности народного хозяйства Узбекистана во многом связано с наращиванием темпов развития горнодобывающей отрасли, главным элементом которой является открытый способ добычи полезных ископаемых. Сравнительный анализ проектных и фактических параметров открытых горных работ показывает, что, несмотря на прогрессивную роль, которую играет этот способ разработки в горнодобывающей промышленности, технико-экономическое обоснование технологических и технических решений, закладываемых в проекты и планы развития карьеров, зачастую бывает чрезмерно упрощенным, что ведет к увеличению материальных, финансовых, энергетических и трудовых затрат, следствием которых является не только упущенная прибыль, но и снижение степени извлечения минерального сырья из недр. При этом, с увеличением глубины разработки природные ресурсы делаются все менее доступными и требуют повышения затрат на их извлечение и транспортировку. В этих условиях значительная часть минерально-сырьевых ресурсов месторождения и техногенных образований не предусматривается к использованию по технико-экономическим соображениям. Положение усугубляется тем, что при разработке крутопадающих месторождений открытым способом затраты на добычу увеличиваются. Поэтому, для недропользователей повышается привлекательность отработки более богатой части запасов для сохранения высокого уровня прибыли, что может привести к порче оставшейся части месторождения. В результате в недрах остается значительная часть минерального сырья, что противоречит принципам рационального использования недр.

Очевидно, что рост затрат на добычу по мере увеличения глубины карьеров связан с повышением доли вскрышных работ и стоимости транспортирования. Следовательно, эффективность использования запасов месторождения может быть повышена за счет снижения этих затрат, что позволит вовлечь в отработку обедненную часть минерального сырья относительно к забалансовым запасам, сохранив приемлемый уровень прибыли. Целесообразность такого решения повышается на фоне неизбежного падения во времени ресурсного потенциала месторождений. Это обстоятельство, наряду с возрастающими потребностями в минеральном сырье и закономерным увели-

чением его стоимости, определяет необходимость создания комплекса научно-технических методов, обеспечивающих возможность вовлечения всех ресурсов в хозяйственный оборот, что позволит получить дополнительную продукцию и продлить срок устойчивого развития горно-перерабатывающего комплекса в новой экономической среде, его адаптацию к новым рыночным возможностям.

Таким образом, повышение эффективности использования геоэкономического потенциала месторождений непосредственно связано с количеством и качеством добываемого минерального сырья, а также экономической эффективностью добычи полезных ископаемых. Решение данной проблемы актуально, поскольку вносит вклад в ускорение научно-технического прогресса в горнодобывающей промышленности и имеет важное народно-хозяйственное значение. Оно направлено на разработку и внедрение комплексных технологий открытой разработки месторождений, позволяющих в различных горно-геологических и экономических условиях получить дополнительную продукцию и продлить срок эффективной работы горно-перерабатывающего комплекса за счет расширения сырьевой базы.

Под геоэкономическим потенциалом месторождений понимается стоимость минерального сырья, потенциально пригодного для добычи и переработки. Повышение эффективности использования геоэкономического потенциала месторождения предполагает создание условий для максимального использования минерально-сырьевых ресурсов в хозяйственном обороте и полный учет возможных источников минерального сырья природного и техногенного происхождения.

Повышение экономической эффективности горных работ в глубоких карьерах является основой для расширения сырьевой базы и увеличения эффективности использования геоэкономического потенциала месторождений за счет снижения кондиций и вовлечения в переработку низкосортного сырья. Проблема в этом случае заключается в поиске комплекса научно-технических решений, обеспечивающих предотвращение или уменьшение негативного влияния роста глубины карьера на технико-экономические показатели разработки. При этом, достижение поставленной цели вызывает необходимость решения следующих взаимосвязанных задач:

✦ исследовать границы глубокого карьера с целью повышения геоэкономического потенциала в условиях рыночной экономики; определить и обосновать рациональный профиль и главные параметры борта; обосновать технико-экономические решения, уменьшающие объемы вскрыши и себестоимость с глубиной карьера;

✦ исследовать и сформировать технологические потоки и определить их рациональные параметры; определить диапазон рационального применения горно-транспортного оборудования и внедрить более экономичные технологии горного производства;

✦ изучить состояние и определить пути сокращения потерь минерального сырья и направления эффективного воспроизводства сырьевой базы месторождения.

Различия между проектными и фактическими параметрами открытых горных работ являются результатом упрощенных расчетов, основанных на качественных оценках без учета комбинированного воздействия горно-геологических, технических, технологических, организационных, экономических и экологических факторов. Для оценки параметров открытой разработки необходим выбор долгосрочной оптимальной общей стратегии освоения месторождений сложного строения на больших глубинах, отсутствие которой приводит к ошибкам в определении границ и нерациональному режиму горных работ. Одной из основных причин, сложившегося тяжелого положения на карьерах, явилось отсутствие в период принятия принципиальных решений о будущем развитии глубоких карьеров (50-е и 60-е годы) опыта их проектирования и эксплуатации, а также научно-обоснованных закономерностей формирования рабочей зоны карьеров, вскрытия глубоких горизонтов, изменения технико-экономических показателей основных процессов горных работ, рациональных условий применения отдельных видов транспорта и т.д.

К настоящему времени отдельные карьеры достигли глубины 350-450 м, многие из них претерпели не одну реконструкцию, на них не один раз обновился парк горнотранспортного оборудования. Накоплен огромный опыт исследований, проектирования и эксплуатации глубоких карьеров. Это позволяет сделать определенные выводы об общих закономерностях отработки месторождений и разработать научно-обоснованные рекомендации по дальнейшей общей стратегии развития глубоких карьеров. Создание компьютерной технологии проектирования позволяет оперативно определять границы карьера и проектировать оптимальное развитие горных работ с учетом конкретных горнотехнических условий. Открывает принципиально новые возможности для постановки и решения новых геомеханических задач по объемному моделированию и выбору оптимальной формы глубоких карьеров позволяющей снизить высокий коэффициент вскрыши и тем самым затраты на добычу.

Рационализация режима горных работ базируется на разработанном компьютерном комплексе проек-

тирования горных работ и рациональном развитии рабочего пространства карьера с разделением на зоны. При этом, управляемость такого процесса в изменяющихся горнотехнических условиях и дефиците горно-транспортного оборудования предполагает создание иерархически организованной системы природно-технологических зон, в которой карьер является верхним, а экскаваторный забой нижним иерархическим уровнем с характерными размерами, объемами горных работ, задачами и методами управления. Для решения этих задач необходима разработка метода непрерывного проектирования и планирования горных работ с использованием комплекса компьютерных программ, позволяющая своевременно принимать корректирующие решения при изменениях горно-геологической, технической и экономической ситуации.

На сегодняшний день одной из актуальных является проблема оптимизации профиля бортов глубоких карьеров, что обусловлено необходимостью рационального использования экономических ресурсов при переходе к рыночным отношениям. Наиболее существенным (в экономическом плане) показателем в этом случае является объем вскрышных работ, который должен соответствовать минимально необходимому количеству подготовленных к выемке запасов полезных ископаемых. Конструкция и параметры бортов карьера в предельном положении (в погашенном состоянии) должны удовлетворять требованиям устойчивости и расположения на них транспортных берм. При разработке крутопадающих месторождений представленных скальными породами, углы погашения бортов по технологическим условиям (за счет транспортных берм), как правило, меньше углов допустимых по фактору устойчивости. Так, на железорудных карьерах углы погашения бортов по технологическим условиям составляют 32-40°, а по фактору устойчивости 40-45°, что приводит к значительным дополнительным объемам вскрыши по замкнутому контуру карьера, исчисляемому десятками миллионов кубических метров. В результате нерабочие борта карьеров в СНГ намного больше, чем в аналогичных условиях на карьерах «дальнего» зарубежья, где предпочитают укреплять или даже ликвидировать последствия обрушений отдельных уступов или группы уступов, но не уменьшать угол откоса борта на предельном контуре карьера. В то же время, практика ведения горных работ в скальных массивах показывает, что устойчивость высоких уступов и бортов сохраняется в течение многих лет. Например, борт карьера Flinckote Mine (Канада) сложен гранитами, отстроен под углом 70°, а карьера Glevland Cliffs (США) при высоте 120 м – под углом 80°. На карьере Westfrob Mine (Канада) глубиной 244 м общий угол наклона борта составляет 55°, а на карьере Palabora (ЮАР) с использованием вертикальных откосов на уступах высотой 30 м борт отстроен с углом наклона до 58°. На карьере Sandsloot (ЮАР) борт высотой 300 м отстроен с углом откоса 58°, а на карьере Aitik (Швеция) при сложных горно-геологических условиях – 51°.

Примеры строительства крутых бортов карьеров имеются и в практике открытых горных работ на территории СНГ. Так, в нижней части карьера Айхал (Россия) углы откосов бортов составляют  $70\div 80^\circ$ , а на карьере Целинного ГХК (Казахстан) один из участков борта высотой 120 м отстроен под углом  $55^\circ$ . За последние 10 лет существования карьера Мурунтау комплекс научно-исследовательских работ позволил обосновать возможность увеличения углов наклона борта по сравнению с первоначальным проектом ( $28\div 32^\circ$ ) в среднем на  $3\div 6^\circ$ , что привело к уменьшению объемов вскрыши на 300 млн  $\text{м}^3$  [1]. В настоящее время проектные углы наклона бортов карьера Мурунтау находятся в пределах от  $30$  до  $35^\circ$ . По нашим предварительным оценкам угол наклона бортов карьера может быть увеличен до  $37\text{--}38^\circ$  в верхней и до  $50^\circ$  в нижней части карьера без уменьшения показателей устойчивости. При этом, за основу принята идея постепенного уменьшения коэффициента запаса устойчивости борта по мере увеличения глубины карьера (рис. 1). Её появление основывается на том, что необходимость обеспечивать устойчивость борта сокращается во времени с глубиной карьера. И теоретически, после того, как будет извлечена последняя тонна полезного ископаемого, технологические функции борта глубокого карьера заканчиваются, поэтому его коэффициент запаса устойчивости должен спуститься до 1,0.

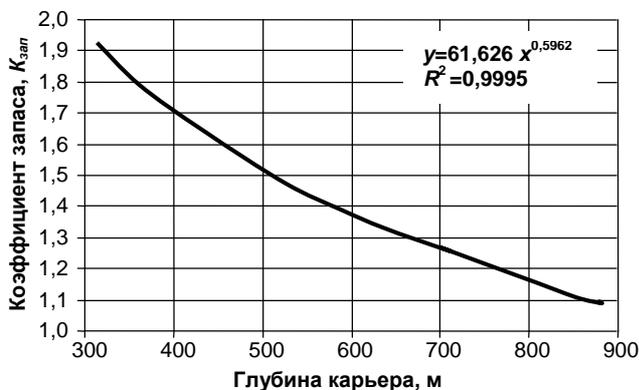


Рис. 1. Изменение  $K_{зап}$  устойчивости Юго-Восточного участка борта (в предельном контуре) при понижении горных работ

Спрашивается, почему в предыдущих проектных разработках не было доказано увеличение углов наклона капитальных бортов карьера? Ответ на этот вопрос, скорее всего, заключается в том, что в горных науках за последние 30 лет приоритетными направлениями считались проблемы, связанные с решением технологических задач. Проблемы же, связанные с решением геомеханических задач, практически не были поставлены, а, следовательно, и не разрабатывались. Существующие геомеханические методы, разработанные С.С. Голушкевичем и В.В. Соколовским в 30-х годах, были модернизированы и усовершенствованы в 50-х годах научной группой под руководством Г.Л. Фисенко. Однако, с тех пор в идейном плане гео-

механических расчетов не введено практически никаких изменений.

Таким образом, увеличение углов наклона капитальных бортов карьера – один из наиболее радикальных путей сокращения объемов вскрыши и затрат при разработке крутопадающих месторождений глубокими карьерами.

При увеличении глубины разработок все более актуальным становится вопрос определения рационального профиля нерабочего борта карьера [2, 3], что является еще одним направлением сокращения объемов вскрыши. Установлено [2], что с точки зрения устойчивости борт глубокого карьера должен иметь профиль, на контуре которого разрывные напряжения равны нулю. Этому условию отвечает профиль борта в виде циссоиды, когда угол наклона борта увеличивается по мере увеличения глубины карьера. Расчеты, выполненные для карьера Коашвинский (ПО «Апатит»), показали, что при высоте борта  $H=430$  м, угле прямолинейного откоса  $b=41,50$  и коэффициенте запаса устойчивости  $k=1,6$  разность объемов вскрышных работ при отстройке вместо прямолинейного циссоидального профиля откоса на 1 км протяженности борта составляет 32,26 млн  $\text{м}^3$ . Проектирование карьера Юбилейный (АК «АЛРОСА») показало, что для борта имеющего форму циссоиды, снижение объема вскрышных работ по сравнению с первоначальным проектом составляет 175 млн  $\text{м}^3$  (40 %) [4].

Таким образом, определение рационального профиля борта карьера обеспечивает сокращение объемов горных работ, а также наибольшую устойчивость уступов, поскольку его контур максимально разгружен от напряжений. При понижении горных работ коэффициент запаса устойчивости бортов должен понижаться, так как время отработки нижних уступов и поддержания борта в рабочем состоянии значительно сокращается в связи с уменьшением фронта работ. Следствием является уменьшение нарушений геологической среды, повышение безопасности горных работ и снижение затрат на добычу руды.

В области совершенствования технологий открытой разработки месторождений усилия направлены, главным образом, на создание технологических схем ведения горно-транспортных работ, основанных на принципах эффективного сочетания технологических процессов горного производства и соответствующего этим процессам оборудования. Естественно, что в этом случае для каждого типа оборудования стремятся определить область экономически целесообразного применения, а при его комбинации – создать условия для его благоприятной работы. На процесс выемки и погрузки горной массы приходится 40-70 % общих затрат на разработку полезных ископаемых. Все известные в науке направления совершенствования выемочно-погрузочных работ в той или иной степени связаны с уменьшением жесткой зависимости параметров оборудования от высоты обрабатываемого уступа и, как следствие, с обеспечением сокращения потребляемых ресурсов на создание и эксплуатацию

оборудования при сохранении объемов извлечения горной массы.

Главным направлением совершенствования процесса перемещения горной массы является изыскание технологических решений, обеспечивающих сокращение расстояния транспортирования и энергозатрат на его осуществление. В этой связи широкое применение в практике горных работ получили ставшие уже традиционными бестранспортная, транспортно-отвальная и циклично-поточная технологии. Несвоевременная смена технологий ведет к потерям в недрах из-за повышения затрат на технологические процессы.

Приведенный график (рис. 2) характеризует область использования циклического и циклично-поточного видов транспорта в карьере Мурунтау. Анализ фактической себестоимости транспортирования горной массы показывает, что реальное развитие транспортного звена карьера проводилось не по лучшему сценарию. Автомобильный транспорт эффективен до глубины карьера 150 м, а возможности существующего комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) практически исчерпаны. При достижении карьером глубины порядка 350-400 м эффективность использования комплекса ЦПТ снижается. Эта тенденция обусловлена: отставанием строительства перегрузочных пунктов от развития горных работ и понижения рабочей зоны, вследствие чего к моменту их ввода в эксплуатацию не происходит запланированного сокращения расстояния транспортирования горной массы и транспортных затрат. Отставание перегрузочных пунктов ЦПТ от зон интенсивного ведения горных работ ведет к значительным финансовым потерям. В этих условиях необходима реконструкция поточного звена ЦПТ IV очереди карьера, позволяющая снизить себестоимость транспортирования горной массы. При этом, реальная себестоимость транспортирования должна стремиться к идеалу и быть максимально приближенной к теоретически достижимой. Для своевременного выбора и внедрения эффективного вида транспорта и технологий при отработке глубокого карьера должна быть установлена взаимосвязь себестоимости транспортирования горной массы и увеличения глубины карьера по минимальным энергетическим затратам. Совмещение теоретического и фактического графиков себестоимости транспортирования горной массы от глубины карьера, реализуется через последовательное внедрение менее затратных технологий и менее энергоемкого горно-транспортного оборудования. В настоящее время общепризнанно, что обеспечить эффективную отработку крутопадающих месторождений глубокими карьерами можно только на основе ЦПТ, представляющей собой комбинацию циклических (выемочно-погрузочные работы на основе горно-транспортной техники циклического действия) и поточных (транспортные и отвальные работы на основе техники непрерывного

действия) процессов горного производства. Доказана высокая эффективность применения комплексов ЦПТ с дробильно-перегрузочными пунктами на основе передвижных дробилок, работающих в сочетании с крутонаклонными конвейерами. Так, внедрение такого комплекса ЦПТ в Костомукшском карьере позволит сократить объем вскрыши на 17,6-18 млн м<sup>3</sup> по сравнению с использованием автомобильно-железнодорожного транспорта. В целом, при ЦПТ с крутонаклонным подъемом объемы горно-капитальных работ снижаются в 3-4,5 раза.

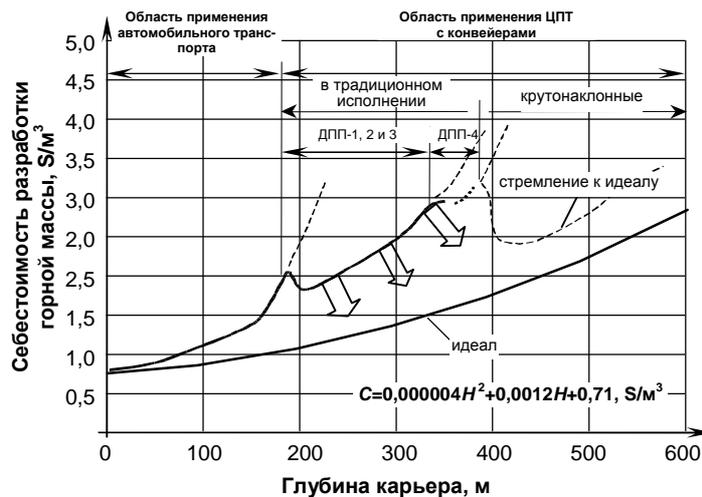


Рис. 2. Взаимосвязь фактической себестоимости транспортирования горной массы от глубины карьера

Таким образом, внедрение ЦПТ следует считать одним из основных направлений научно-технического прогресса в карьерах большой производительности [1, 5, 6]. Многообразие природных и горнотехнических условий определяет и многообразие вариантов использования горно-транспортной техники, а инженерной задачей в этом случае является выбор оборудования, наиболее соответствующего конкретным условиям карьера. На основании исследований технологических потоков на карьерах в различных природных условиях необходимо выбрать оборудование, параметры которого обуславливают возможность его работы с наибольшей отдачей в значительных интервалах изменения высот уступа, средних размеров кусков взорванной горной массы, сложности строения рудных тел и т.п.

Создание условий для вовлечения всех минерально-сырьевых ресурсов в хозяйственный оборот является неотъемлемой частью повышения эффективности использования геоэкономического потенциала крутопадающих месторождений сложного строения. В качестве технологической основы для создания условий вовлечения в максимальный оборот минеральных ресурсов рассмотрим структуру организации горно-перерабатывающего комплекса на золоторудном месторождении Мурунтау Навоийского ГК. Начальным звеном в технологической цепи этого производства являются открытые горные работы,

готовая продукция которых представлена товарной рудой. Это извлеченная часть минерально-сырьевых ресурсов направляется на дальнейшую переработку в ГМЗ-2. По линии отходов горного производства осуществляется раздельное складирование забалансовой руды и «пустой» породы. Принципиальная схема образования геоэкономического потенциала месторождения представлена на рис. 3. Нас интересует извлеченная часть минерально-сырьевых ресурсов, направленная в склады и отвалы. Забалансовую руду мы можем использовать в дальнейшей переработке на ГМЗ-2 при исчерпании балансовых запасов, без организации каких-либо дополнительных производственных циклов. В дальнейшем, для повышения эффективности использования геоэкономического потенциала месторождения целесообразна организация дополнительных циклов по линии переработки как забалансовой руды, так и породы содержащие минеральные компоненты, в результате которой можно выделить долю руды с повышенным в 1,4-2,2 раза содержанием золота. Это может быть порционная сортировка самосвалами с использованием системы GPS в комбинации с системой фотометрического опробования на

то также становится целесообразной организация дополнительных циклов по их переработке.

Сокращение потерь минерального сырья может базироваться на следующих технологических, технических и организационных решениях: определении границ карьера с учетом перспективных кондиций; целенаправленное формирование техногенных месторождений; разделение горной массы по сортам при планировании горных работ; применении GPS для определения качества руды в самосвале; разделении руды по сортам с помощью лазерной техники; покусковой сортировки; формировании однородного рудного потока.

Неуклонное снижение содержания в перерабатываемой руде, вызванное уменьшением доли руды с высоким содержанием является главной предпосылкой к переходу на упрощенную технологию отработки рудных тел. При этом, формирование однородных рудных потоков регулируется количеством рудной массы, добываемой в разных автономно работающих природно-технологических зонах карьера. С переходом на упрощенную технологию отработки рудных зон необходимо определиться с количеством богатой руды, извлекаемой селективно, и экономической целесообразностью вовлечения в отработку «пустых» участков и краевых частей рудных зон. На месторождении Мурунтау при снижении бортового содержания (рис. 4) до 1,0 % количество руды возрастает на 20 %. Такое увеличение запасов руды с учетом результатов исследований по обогатимости бедных руд позволяет надеяться на хорошие экономические показатели при их добыче.

Следует также отметить, что тенденция к переходу от разработки богатых запасов к все более бедным рудам при непременном увеличении производственной мощности горно-перерабатывающих комплексов является преобладающей во

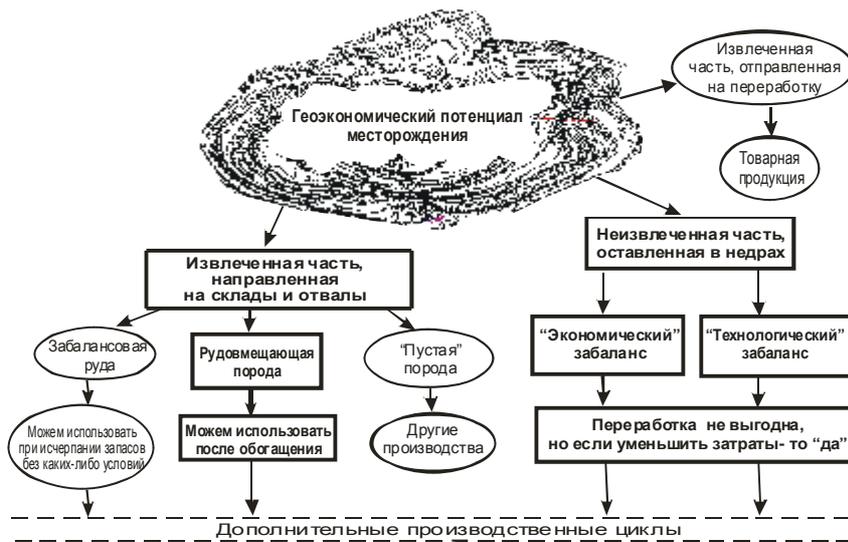


Рис. 3. Принципиальная схема образования геоэкономического потенциала месторождения

основе лазерного сканирования горной массы в кузове самосвала. Это может быть выделение обогащенной золотом рудной массы при отработке складов методом покусковой сортировки с помощью модульных установок. При этом, обогащенная фракция которой (20-60 % от общего количества) отвечает требованиям, предъявляемым к товарной руде. У оставшейся в недрах неизвлеченной части минерально-сырьевых ресурсов («экономический» и «технологический» забаланс) извлечение и дальнейшая переработка на сегодняшний день не выгодна по экономическим и технологическим причинам. Тем не менее, если уменьшить затраты на добычу за счет уменьшения вскрышных и удешевления транспортных работ,

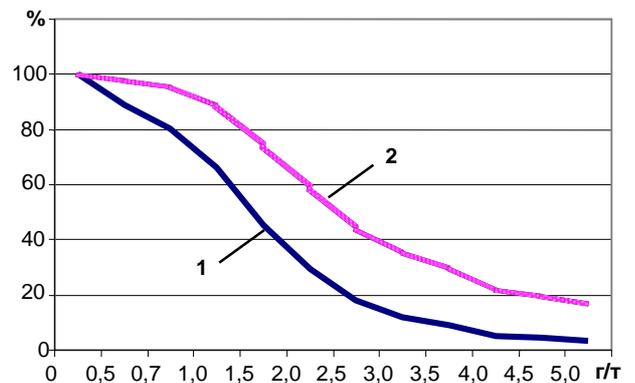


Рис. 4. Зависимость запасов руды (1) и золота (2) от бортового содержания

всем мире. И не только из-за истощения запасов богатых полезных ископаемых, но и для снижения удельных затрат на добычу и переработку вплоть до получения конечной продукции. Поэтому, важнейшим направлением технического прогресса для повышения эффективности открытых горных работ в современных экономических условиях следует считать увеличение (до оптимальных размеров) производственной мощности горно-перерабатывающих комплексов. Выпуск золота Навоийским ГМК в ближайшие 4-5 лет будет обеспечиваться в основном за счет карьера Мурунтау. В настоящее время производительность завода определяется директивно с обоснованием в минимальном объеме технической возможности и экономической целесообразности. Под эту производительность подбирается производительность карьера по руде и горной массе. Однако, директивное задание годовой производительности карьера по руде в реальной практике далеко не всегда относится к лучшему решению, следствием которого является упущенная прибыль и снижение эффективности использования геоэкономического потенциала месторождения. В связи с этим, требуется оптимизация производительности системы «карьер-завод», для которой необходимо построение календарного графика горных работ, базирующегося на заданной производительности карьера по горной массе, производительности перерабатывающего завода и программе выпуска золота.

На основании анализа тенденций, основ разработки адаптационной стратегии освоения крутопадающих месторождений и современного состояния в развитии технологических процессов глубоких карьеров на примере Навоийского ГМК предложена структура механизма реализации повышения эффективности использования геоэкономического потенциала месторождения Мурунтау (рис. 5).

Таким образом, рассмотренные примеры показывают, что, несмотря на прогрессивную роль, которую играет способ открытой разработки в горнодобывающей промышленности, технико-экономическое обоснование решений, закладываемое в проектах и планах развития карьеров, зачастую бывает чрезмерно упрощенным, ведущее к увеличению объемов вскрыши, следствием которых является упущенная прибыль. Это обстоятельство, наряду с возрастающими потребностями в минеральном сырье и систематическим увеличением его стоимости, определяет необходимость создания комплекса научно-технических методов, обеспечивающих возможность обоснованного выбора перспективной техники и технологии горных работ, опережающей оценки условий эксплуатации

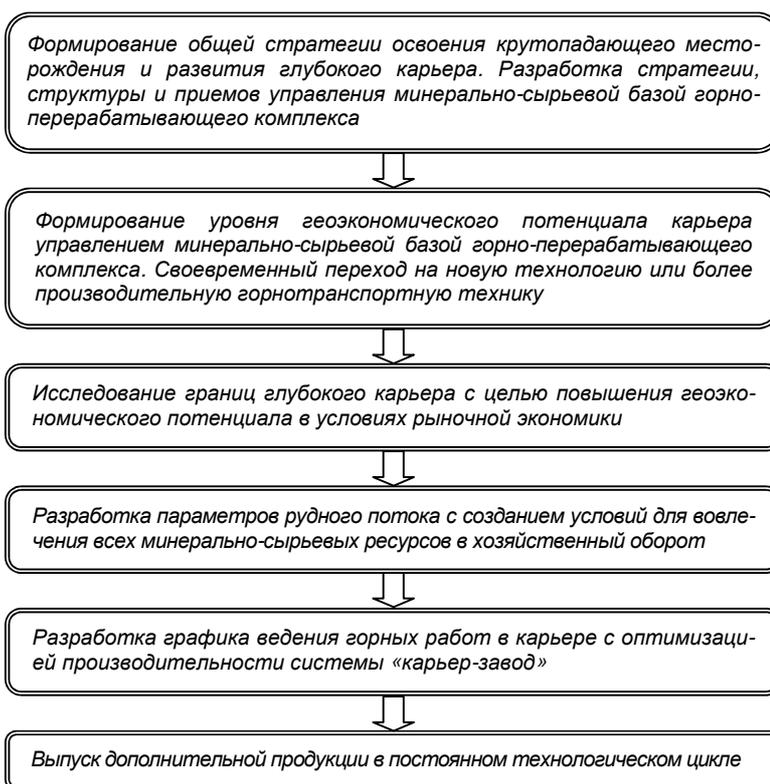


Рис. 5. Структура механизма реализации повышения эффективности использования геоэкономического потенциала месторождения

горного оборудования, определение путей повышения качества и количества добываемой руды за счет организации дополнительных циклов переработки и эффективности использования недр. То есть, везде геоэкономический потенциал связан с материальными затратами, которые можно снизить за счет применения современных технологий ведения горных работ и методов их проектирования.

#### Список литературы:

1. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Мазуркевич А.П. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложнотектонических месторождений эндогенного происхождения. Ташкент: Фан. 1998, 254 с.
2. Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И. и др. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров. Днепропетровск: Полиграфист, 2001, 370 с.
3. Цветков В.К., Демин А.М. Расчет рациональной формы контура борта карьера // Проблемы открытой разработки глубоких карьеров. Тр. межд. симпоз. «Мирный-91». г. Удачный, 1991. с. 215-218.
4. Акашев А.Н., Костырин В.Ф. Оптимизация проектных решений по отработке карьера «Юбилейный» // Горный журнал, 2000. № 7. с. 33-35.
5. Шеметов П.А. Основные технологические решения по совершенствованию отработки месторождения Мурунтау // Научно-техническое обеспечение горного производства: Сб. трудов Института горного дела им. Д.А. Кунаева. Том 68. Часть II. Алматы-2004. с. 28-32.
6. Шеметов П.А. Повышение эффективности работы автомобильно-конвейерного комплекса в глубоком карьере Мурунтау // Материалы третьей межд. конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». 2004. Москва-Бишкек. с. 96-98.

# РЕАЛИЗАЦИЯ ТЕХНИЧЕСКИХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ «ДАУГЫЗТАУ»

Денисов Э.Е., начальник рудника «Даугызтау» НГМК

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых практически все горные работы ведутся с предварительным рыхлением пород взрывным способом, что требует применения высокопроизводительной буровой техники. От качества бурения и дробления горной массы при производстве взрывов зависят последующие операции технологического цикла, связанные с экскавацией, погрузкой и транспортировкой.

На месторождениях «Даугызтау» и «Аджибугут» для проведения буровых работ используются буровые станки ударно-вращательного бурения ROC-860HC и ROC L8. Основными критериями для использования данных установок в начальный период освоения вышеуказанных месторождений явились их высокая производительность, маневренность и мобильность, наличие дизельного привода, а также механизация основных и вспомогательных операций позволяющая осуществлять процесс бурения одним машинистом. Технические характеристики станков ROC-860HC и ROC L8 приведены в табл.

За время эксплуатации вышеуказанного бурового оборудования возникал ряд сложностей. Так, при бурении вскрышных уступов на месторождении «Даугызтау» сложенных слабыми глинистыми породами использование ударно-вращательного бурения привело к снижению механической скорости бурения до 0,8 м/мин, что в конечном итоге отрицательно сказалось на производительности станка.

Для решения этой проблемы специалистами рудника был применен способ перевода станка ROC-860 HC на принцип вращательного бурения, за счет демонтажа пневмоударника. Также при бурении глинистых пород была произведена замена бурового инструмента на пикобур Ø 132 мм. Проведенные мероприятия позволили увеличить скорость бурения в глинистых породах до 2 м/мин.

При бурении рудных уступов сложенных крепкими породами возникла проблема повышенного износа пневмоударников. Основной причиной износа являлось нарушение целостности нижней части корпуса пневмоударника в месте резьбового соединения узла крепления буровой коронки.

Средний срок службы пневмоударника составлял 17,5 тыс. п.м. В виду недостаточной обеспеченности буровым инструментом, в частности пневмоударниками, зачастую стали возникать простои буровой техники. Для решения этой проблемы специалистами рудника открытой добычи «Даугызтау» была реализована программа по увеличению срока службы пневмоударников. Суть заключалась в защите нижней части корпуса пневмоударника за счет установки защитной втулки на корпус пневмоударника и последующей наплавкой втулки по мере износа.

В результате реализации данной программы срок службы пневмоударников был увеличен до 41,0 тыс. п.м., что, в свою очередь, позволило значительно снизить потребность в данном буровом инструменте. Так, в 2003 г. было пробурено с применением пневмоударников 279,0 тыс. п.м. Фактический расход пневмоударников составил 10 шт. По расчету, исходя из среднего срока службы пневмоударника равного 17,5 тыс. п.м., расход пневмоударников должен

Таблица  
Технические характеристики станков ROC-860HC и ROC L8

Параметры	Единица измерения	Значение параметров	
		ROC-860HC	ROC L8
Диаметр бурения	мм	105-152	156-165
Глубина бурения	м	45	54
Усиление подачи	кН	30	40
Скорость подачи	м/с	0,6	0,92
Ход подачи	мм	5500	8100
Рабочий орган		Пневмоударник погружной COP-44, COP-54	Пневмоударник погружной COP-64
Частота ударов	уд/с	28 - 26	26
Частота вращения	с <sup>-1</sup>	0,5 - 1,3	0,33 - 0,67
Крутящий момент	кНм	2,4	6,2
Рабочее давление	МПа	3 - 7	0,6 - 2,5
Компрессор, тип		Атлас Копко XPH8	Атлас Копко XPV9
Давление	МПа	2,0	2,0
Производительность	м <sup>3</sup> /мин	17,7	24,3
Система пылеулавливания		Сухое пылеулавливание	
Мощность двигателя	кВт	245 (31,6 с <sup>-1</sup> )	317 (33,3 с <sup>-1</sup> )
Тип ходовой части		Гусеничный	
Угол подъема	град.	20	20
Скорость передвижения	км/ч	1,5 - 3,4	3,4
Масса	т	16,8	19,9

был составить 17 шт. В 2004 г. при объеме бурения – 179,0 тыс. п.м. было использовано 8 шт. пневмударников вместо 11 шт. Экономический эффект от реализации программы по увеличению срока службы пневмударников из расчета средней стоимости пневмударника, которая равняется 3800 долл., в 2003 г. составил 22600 долл. США, в 2004 г. – 11400 долл. США.

За период с начала использования буровых станков

фирмы «Атлас Копко» на месторождении «Даугызтау» по настоящее время средняя производительность была увеличена с 177 п.м./смену (2002 г.) до 267 п.м./смену (2004 г.).

Полная реализация технических возможностей станков, уменьшение простоев бурового оборудования – результат творческой деятельности инженерно-технического персонала рудника Даугызтау.

УДК 622.271

© Рубцов С.К., Ершов В.П., Сидоров Е.Ю. 2005 г.

## СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ПРИМЕНЕНИЯ НЕЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СИСТЕМ ИНИЦИИРОВАНИЯ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

**Рубцов С.К.**, начальник лаборатории технологии и механизации открытых работ ВНИПИпромтехнологии, канд. техн. наук; **Ершов В.П.**, горный инженер ВНИПИпромтехнологии; **Сидоров Е.Ю.**, горный инженер рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

В настоящее время на горнодобывающих предприятиях СНГ применяются в основном четыре вида неэлектрических систем инициирования (НСИ). Это две российских системы: «СИНВ» и «Эдилин», а также системы «NONEL» фирмы «DINO NOBEL» и «PRIMADET» фирмы «ENSIGN-BICKFORD». Наибольшее применение имеет НСИ «СИНВ», которая разработана ФГУП НПП «Краснознаменец», АО «Нитро-Взрыв» и ФГУП НМЗ «Искра», где и выпускается с 1997 г. Являясь аналогом зарубежных не-

электрических систем «NONEL», «EXEL» и других, система «СИНВ» содержит ряд оригинальных технических решений, защищенных патентами РФ №№ 2138760, 2133436, 2209809, а также патентами РФ №№ 2089530 и 2117258 на технологию и способ изготовления волновода системы [1]. Характеристики системы (табл. 1) находятся на уровне зарубежных аналогов, что обеспечивает ее конкурентоспособность и устойчивый рост спроса.

Система «СИНВ» применяется более чем на 70

Таблица 1

Характеристики НСИ, применяющихся на горнодобывающих предприятиях России

Технические параметры	Виды неэлектрических систем				
	СИНВ 3-д «Искра», Россия	Эдилин 3-д «Муромец», Россия	NONEL, «Duno Nobel», Швеция	EXEL, «ORICA», Австралия	Primadet «Ensign-Bickford», США
Наружный диаметр волновода, мм	3,6±0,2	4±0,25	3L-3 3LHD-3,7	≈3	3
Масса ВВ в волноводе, мг/1 м	20	15÷35	18	15	≈16
Скорость прохождения инициирующего сигнала по волноводу, м/с	≈2000	1800	2100	2000	2000
Температурные условия применения, °С	-50÷+50, +85 в течение 12 ч	-50÷+65, +85 в течение 10÷12 ч	Рекомендуемая -40÷+70 Особые условия -45÷+80	Рекомендуемая -40÷+70	-50÷+65 (EZTL и LP) -50÷+85 (MS и EZDet)
Водостойкость, ч, кгс/см <sup>2</sup>	СИНВ-С – 336 ч при 2 кгс/см <sup>2</sup> СИНВ-П – 48 ч при 0,05 кгс/см <sup>2</sup>	ДБИ-1 – 720 ч, при 3 кгс/см <sup>2</sup> ДБИ-2 – 24 ч, при 0,1 кгс/см <sup>2</sup>	168 ч, при 2 кгс/см <sup>2</sup>	2 ч, при 2,1 кгс/см <sup>2</sup>	EZTL – 24 ч при 0,1 кгс/см <sup>2</sup> MS, LP, EZDet – 336 ч при 3 кгс/см <sup>2</sup>
Прочность на растяжение соединения КД/волновод, кгс	СИНВ-П-6 СИНВ-С-8	ДБИ-2-8 ДБИ-1-10	4	4,5	5
Навеска ВВ в капсуле, г	КД С-1,9 КД П – 0,93	ДБИ-1 – 1,5 ДБИ-2 – 0,5	Unidet – 0,94 SL – 0,2	КД (MS, LP) – 0,9	MS, LP – 1,1 EZTL – 0,18

ГОКах СНГ: Ковдорский ГОК, ЗАО «Минерально-химическая компания – Еврохим», Высокогорский ГОК, Богословское РУ, АО «Апатит», АО «Печенганикель», ОАО «Евразруда», ОАО «Сибирская угольная энергетическая компания – СУЭК» и др. При этом, система постоянно совершенствуется; так, например, конструкция соединительного блока поверхностного детонатора СИНВ-П видоизменялась шесть раз, чтобы обеспечить надежность и безотказность поверхностной

На полигоне Кировского рудника ОАО «Апатит» были проведены сравнительные испытания на время срабатывания систем неэлектрического инициирования различных фирм-производителей (СИНВ, Primadet, Nonel, Эдилин). При этом, особое внимание было уделено скважинным детонаторам отечественного производства (СИНВ) и для сравнения измерялись фактические времена замедлений систем Primadet и Nonel [3, 4].

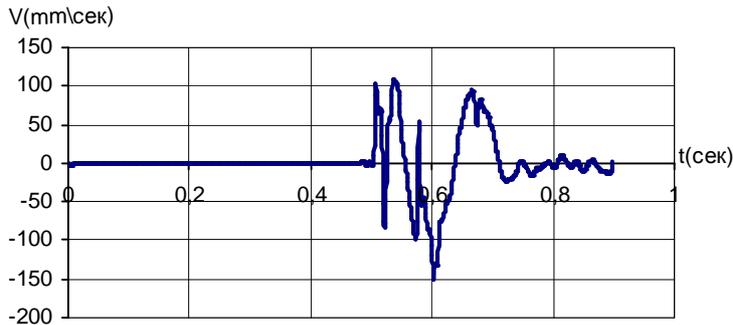


Рис. 1. Сейсмограмма колебаний поверхности уступа по вертикальной компоненте в первой серии опытно-промышленных взрывов

В первой серии опытно-промышленных взрывов использовались поверхностные замедлители с номиналом 20 мс, а скважинные – номиналом 500 мс. На рис. 1 приведена сейсмограмма колебаний поверхности вышележащего уступа от массива взрыва, который был разбит на 16 ступеней с интервалом замедления между ними в 20 мс.

Из сейсмограммы видно, что продолжительность взрыва составила 200 мс, в то время как, исходя из выбранного интервала, она должна составить порядка 320 мс. Количество пиков на сейсмограмме также не соответствует числу ступеней замедления, что свидетельствует о сложном процессе взаимодействия сейсмических волн в процессе взрыва.

взрывной сети. Разработаны новые модификации НСИ «СИНВ» - это «СИНВ-П/С», являющаяся аналогом зарубежных систем «EVEL» и «PRIMADET» типа EZ-Det. Устройство «СИНВ-П/С» объединяет устройства «СИНВ-П» и «СИНВ-С», т.е. два капсуля соединены одним волноводом. Применение «СИНВ-П/С» расширяет возможности управления временем инициирования скважинных зарядов на глубоких скважинах, упрощает организацию монтажа взрывной сети на взрываемых блоках. В сентябре 2004 г. ФГУП «Новосибирсквзрывпром» завершил приемочные испытания в промышленных условиях НСИ «СИНВ-П/С».

В первой серии опытных взрывов отмечалось увеличение выхода негабарита и сейсмического воздействия на законтурный массив.

В последнее время уделяется повышенное внимание обоснованию и выбору рациональных интервалов замедлений скважинных и поверхностных капсулей детонаторов НСИ.

Во второй серии экспериментальных взрывов в поверхностных сетях применялись интервалы замедлений в 60 мс. В экспериментальном взрыве оценивалось время срабатывания скважинных детонаторов совместно с поверхностными замедлителями. Для этих целей, в 50 м от взрываемого блока, бурилась отдельная скважина, инициирование которой проводилось двумя шашками ТГФ-850 с устройством СИНВ-С-500. Конструкция зарядов в скважинах основного блока была такой же. Время замедления между отдельной скважиной и основным блоком было выбрано равным 120 мс, между рядами основного блока – 60 мс. Сейсмограмма колебаний при данном взрыве представлена на рис. 2. Начало инициирования одиночной скважины привязано к началу координат.

Практически все средства инициирования с замедляющим составом имеют отклонения от установленного номинала, причем, чем больше интервал замедления, тем больше отклонение. Как правило, на практике интервалы замедлений скважинных детонаторов применяют в диапазоне от 450 до 550 мс, а поверхностных – от 20 до 100 мс. Это сделано с той целью, чтобы исключить подбои поверхностной сети. В тоже время, если не учитывать разброс времени срабатывания скважинных замедлителей и произвольно принимать интервалы замедлений элементов поверхностных сетей, то можно получить ситуацию, когда последующие ряды взорвутся раньше предыдущих или может произойти одновременный взрыв двух рядов, что приведет к значительному снижению интенсивности дробления и увеличению сейсмического воздействия массового взрыва, как это было подтверждено экспериментально в работе [2].

Из сейсмограммы видно, что взрыв одиночной скважины произошел через 508 мс после подачи инициирующего импульса, а взрыв врубовых скважин основного блока через 600 мс, т.е. интервал замедления составил 92 мс вместо 120 мс. Применение в поверхностных сетях интервала замедления между рядами в 60 мс позволило получить более равномерное дробление. Проведенные эксперименты по оценке сейсмического действия показали, что в данном случае четко выделяются все ступени замедления. Переход на интервалы замедлений от 60 до 100 мс позволил значительно улучшить показатели взрывной отбойки. При этом, получен важный для практического применения НСИ вывод о том, что во избежание «нахлестов» замедление между рядами должно быть всегда равным или больше, чем время замедления между



Рис. 2. Сейсмограмма колебаний массива от экспериментального взрыва второй серии

скважинами в рядах. Результаты измерений приведены в табл. 2. По результатам измерений следует отметить, что поверхностные замедлители всех рассматриваемых систем имеют примерно одинаковый интервал разброса и не выходят за допустимые пределы, которые по техническим условиям не должны превышать 8-9 % от номинала. Что касается скважинных замедлителей, - системы «Primadet» и «Nonel» имеют значительно меньший разброс, чем «СИНВ». Причем, каждая партия НСИ «СИНВ» по времени срабатывания значительно отличаются друг от друга. Так, если партия 1 и 3 имеют разброс в большую сторону, то в партии 2 – и в меньшую и в большую стороны. При этом, величина разброса в некоторых партиях почти в два раза превышает допустимые по техническим условиям.

Проведенные измерения показали, что практически ни в одной партии систем СИНВ не было одинаковых времен замедления детонаторов. В результате ухудшается взаимодействие зарядов, уменьшается подвижка массива, что при многорядном взрывании может привести к взрыву последующих рядов в условиях камуфлета и, как следствие, выбросу горной массы в основном в вертикальном направлении. Невозможно предсказать какая скважина в ряду взорвется первой. При этом, в наихудших условиях будет находиться скважина, взрываемая первой в тыльной части блока. Все это, несомненно, сказывается на качестве дробления горной массы и приводит к увеличению выхода негабарита, непроработке тыльной части массива и, как следствие, к увеличению величины ЛСПП.

Известно, что, как с точки зрения дробления, так и сейсмического воздействия на законтурный массив, более предпочтительными являются диагональные схемы взрывания с развитием взрыва с торцов (флангов) блока. Инструментальные замеры и наблюдения за сейсмозврывным воздействием в опытных взрывах показали, что уровень сейсмических колебаний на близлежащих верхних уступах и в законтурном массиве при диагональных схемах взрывания в 1,5-2 раза ниже, чем при клиновых [5].

При клиновых схемах взрывания с центральным расположением врубовых скважин по ширине бло-

ка (перпендикулярно к бровке взрываемого уступа) отбойка направлена к его центру. В данном случае из-за недостаточной компенсации (взрывание на подпорную стенку) отбойка происходит практически в зажиме без горизонтальной подвижки отбиваемого слоя со смещением горной массы в вертикальном направлении. В связи с этим, при клиновых схемах увеличивается зона проявления остаточ-

ных деформаций, происходит раскрытие существующих трещин, как в законтурном массиве, так и в зоне перебура.

При клиновых схемах взрывания с расположением врубовых скважин в центре блока вдоль откоса уступа (параллельно бровке взрываемого уступа) отбойка также направлена в сторону центрального вруба. В данном случае, при последовательном взрывании скважин, прилегающих к наружной бровке уступа, происходит дополнительное раскрытие естественных и наведенных предыдущими взрывами трещин, что является источником выхода негабарита в крупноблочных породах. При этих схемах взрывания также

Таблица 2

Результаты испытаний скважинных и поверхностных детонаторов НСИ различных фирм

Марка	Номинальное время срабатывания, мс	Данные измерений, мс
<i>СИНВ</i>		
СИНВ-С	500	538-543 (1 партия) 465-551 (2 партия) 568-582 (3 партия)
СИНВ-С	450	442-490
СИНВ-П	17	16-20
СИНВ-П	25	26-30
СИНВ-П	42	41-45
СИНВ-П	67	71-80
СИНВ-П	109	111-116
<i>PRIMADET</i>		
PRIMADET MS-20	500	511-516
MS-22	550	556-571
EZTL	100	103-109
EZTL	67	62-64
EZTL	42	37-41
EZTL	25	22-25
EZTL	17	14-17
<i>NONEL</i>		
NONEL U475	475	496-498
U500	500	520-528
SL	109	112-114
SL	67	67-69
SL	42	42-49
SL	25	25-27
SL	17	15-17

Таблица 3  
Результаты испытаний систем СИНВ-Ш и «ЭДИЛИН»

Марка	Номинальное время срабатывания, мс	Данные измерений, мс
<i>СИНВ-Ш</i>		
СИНВ-Ш	100	110-120
СИНВ-Ш	150	152-168
СИНВ-Ш	200	206-238
СИНВ-Ш	500	511-559
СИНВ-Ш	2000	1880-1978
СИНВ-Ш	4000	3993-4080
СИНВ-Ш	5000	5080-5225
СИНВ-Ш	6000	5961-6078
СИНВ-Ш	7000	6883-6973
СИНВ-Ш	8000	7853-8003
СИНВ-Ш	9000	9050-9245
СИНВ-Ш	10000	11026-11799
<i>ЭДИЛИН</i>		
ДБИЗ	25	14-26
ДБИЗ	500	496-545
ДБИЗ	1000	750-1007
ДБИЗ	1500	1300-1618
ДБИЗ	2000	2144-2398
ДБИЗ	3000	2778-3275
ДБИЗ	4000	3638-4315
ДБИЗ	5000	5090-5725
ДБИЗ	6000	5878-6970
ДБИЗ	7000	6688-7260
ДБИЗ	8000	7238-8208
ДБИЗ	9000	8993-9183

из-за недостаточной компенсации отбойка происходит в условиях зажима без горизонтальной подвижки отбиваемого слоя с выбросом взорванной горной массы в основном в вертикальном направлении.

На рудниках ОАО «Апатит» системы НСИ применяются не только на открытых горных работах, но и в подземных условиях при проведении горных выработок в системах с торцевым выпуском руды и при массовой отбойке. Если на очистных работах применение этих систем способствовало повышению эффективности отбойки, то при проходке горных выработок, наоборот, заметно возросло число отказов, особенно при применении российской системы «Эдилин», хотя проводимый постоянно входной контроль показывал положительные результаты на безотказность взрывания.

С целью получения информации о временах срабатывания НСИ были также проведены их испытания в полигонных условиях. Испытанию подлежали только те ступени, которые на практике используются при монтаже взрывной сети. Данные измерений представлены в табл. 3.

Анализ полученных данных показал, что системы «СИНВ» имеют значительно меньший разброс времени срабатывания, чем «Эдилин». Особо следует отметить, что, начиная с пятисекундных замедлений в системе «Эдилин» верхний диапазон времени замедления перекрывает нижний диапазон следующей ступени, что недопустимо при использовании короткозамедленного и замедленного взрывания. В большинстве случаев это и может быть причиной отказов. Другой

причиной отказов, по всей видимости, является необоснованное применение высоких интервалов замедлений (более 5 с), так как процесс разрушения и выброса горной массы происходит значительно быстрее этого времени.

На основании приведенного анализа следует сделать выводы и рекомендации по применению неэлектрических систем инициирования, интервалов замедлений и схем взрывания в условиях карьеров НГМК. В настоящее время на горнодобывающих предприятиях России и республик СНГ применяются различные типы неэлектрических систем инициирования (НСИ). Это Российские системы инициирования (СИ) «СИНВ», «Эдилин», а также системы «NONEL» фирмы «DINO NOBEL», «PRIMADET» фирмы «ENSIGN-BICKFORD», «Exel» фирмы «Орика» и др. (табл. 4). Сравнительные испытания НСИ «СИНВ» и «Эдилин» показали, что в целом система «СИНВ» характеризуется меньшим разбросом времени срабатывания от номинала. Характеристики системы «СИНВ» находятся на уровне зарубежных аналогов, что обеспечивает ее конкурентноспособность и устойчивый рост спроса. В настоящее время система «СИНВ» применяется более чем на 70 горнодобывающих предприятиях России, при этом система постоянно совершенствуется.

Перспективность НСИ заключается в расширении возможностей управления энергией взрыва в части продолжительности общего времени действия взрыва на массив, направленности прохождения взрыва по скважинам, снижения сейсмического действия взрыва, отсутствия «канального» эффекта.

Оценка основных показателей взрывов характеризуется компактной формой развала взорванной горной массы, что способствует снижению потерь и разубоживания; уменьшением выхода крупнокусковых фракций взрыва; улучшением качества проработки подошвы и снижением сейсмического эффекта [6]. Улучшение перечисленных показателей объясняется многократным взрывным нагружением массива горных пород, т.к. реализуется принцип «одна скважина – одно замедление», что способствует образованию дополнительных поверхностей обнажения, увеличению соударения движущихся потоков взорванной породы. Использование различных вариантов расположения поверхностных и скважинных детонаторов НСИ, а также вариантов номиналов замедлений этих детонаторов обуславливает возможность управления детонационными процессами во взрываеом блоке, что дает возможность управлять формой развала и сейсмозрывным воздействием на охраняемые объекты (здания, сооружения, дороги, ЛЭП, борта карьера и др.). Рекомендуется производить взрывание скважинных зарядов в последовательности, обеспечивающей диагональное прохождение импульса взрыва по блоку (диагональные схемы взрывания) предпочтительно как с точки зрения дробления, так и сейсмического воздействия на законтурный массив. С учетом изложенного, применение клиновых схем взрывания спо-

Таблица 4

Взрывные характеристики неэлектрических систем инициирования на основе ударно-волновой трубки (УВТ)

Технические характеристики	Дино-Нобель	ICI	ENSIGN – BICKFORD	Орика	НМЗ «Искра» АО «Нитро-Взрыв»	МПЗ
Условное наименование системы	NONEL	EXEL	PRIMADET	EXEL	СИНВ	Эдилин
Наличие первичного инициирующего ВВ в скважинном КД*	Нет	Да	Да	Да	Нет	Нет
Наличие первичного инициирующего ВВ в поверхностном КД*	Да	Да	Да	Да	Нет	Нет
Количество серий замедления скважинных устройств	5 (400, 425, 450, 475, 500 мс)	34 в диапазоне от 25 до 250 мс	15 в диапазоне от 25 до 600 мс	20 в диапазоне от 25 до 500 мс	11 (100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500 мс)	2 (475, 500 мс)
Количество серий замедления поверхностных устройств	5 (0, 17, 25, 42, 67 мс)	7 (0, 17, 25, 42, 65, 100, 200 мс)	6 (0, 17, 25, 33, 42, 62 мс)	5 (17, 25, 42, 65, 100 мс)	7 (0, 17, 25, 42, 67, 109, 176 мс)	10 (0, 25, 40, 55, 70, 85, 125, 150, 175, 200 мс)
Количество серий замедления шпуровых устройств: -для коротко и средне-замедленного взрывания; -для средне и долго-замедленного взрывания	18 в диапазоне от 0 до 500 мс 25 в диапазоне от 0 до 6000 мс	34 в диапазоне от 0 до 2250 мс 27 в диапазоне от 0 до 9000 мс	27 в диапазоне от 0 до 1000 мс 20 в диапазоне от 0 до 9600 мс	-	30 в диапазоне от 0 до 10000 мс	По согласованию По согласованию
Температурные условия Эксплуатации, °С	-30-+80	До +70	До +65	До +50	-40-+85	-50-+85
Прочность УВТ на разрыв, кгс	30	45	Нет данных	Нет данных	16	12
Количество одновременно подрываемых устройств от одного поверхностного соединительного блока	5 - при диаметре УВТ-3 мм, или 4 - при диаметре УВТ-3,7 мм	6	6	6	8	8
Сохранение работоспособности после нахождения в дизельном топливе при T=20°C в течение 14 суток	Да	Нет данных	Нет данных	Нет данных	Да	Нет данных

\* Первичное ВВ это: гремучая ртуть, азид свинца, ТНРС и т.п., то есть весьма чувствительные к механическим и тепловым воздействиям ВВ. Отсутствие первичного ВВ означает, что оно заменено на значительно менее чувствительные к внешним воздействиям ВВ типа пентила, тетрила или тэна, что существенно увеличивает безопасность взрывных работ

способствует формированию более компактной формы развала, однако более предпочтительно в легко и средневзрываемых породах при высоте уступа  $H=10-15$  м.

Применение в поверхностных сетях интервала замедления между рядами в 60 мс и более позволит получить более равномерное дробление. Переход на интервалы поверхностных замедлений от 60 до 100 мс позволит улучшить показатели взрывной отбойки.

**Список литературы:**

1. Лихачев С.А. (ОАО «Нитро-взрыв» Новосибирск). Анализ и перспективы применения неэлектрической системы инициирования «СИНВ». Сообщение на Четвертой международной научной конференции «Физические проблемы разрушения горных пород», 18-22 октября, 2004, г. Москва, ИПКОН РАН.

2. Кутузов Б.Н., Совмен В.К., Эквишт Б.В. Обеспечение сейсмобезопасности взрывов при неэлектрическом инициировании зарядов. Горный журнал № 2, 2004, с. 41-43.

3. Григорьев А.В., Листопад Г.Г., Доильцын В.М. и др. Опыт и перспективы применения систем инициирования на карьерах ОАО «Апатит», Горный журнал № 8, 2001, с. 37-40.

4. Козырев С.А., Соколов А.В. (Горный институт КНЦ РАН), Доильцын В.М. (ОАО «Апатит»). Повышение эффективности скважинной отбойки на рудниках Хибин при использовании систем неэлектрического инициирования зарядов. Сообщение на Четвертой международной научной конференции «Физические проблемы разрушения горных пород», 18-22 октября, 2004, г. Москва, ИПКОН РАН.

5. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва, М.: Недра, 1976, 271 с.

6. Бибиб И.П., Кустиков Т.П., Коломников С.С. Особенности неэлектрических систем инициирования скважинных зарядов. Горный вестник Узбекистана № 3, 2003, с. 55-57.

## СХЕМЫ РАЗВИТИЯ ТРАНСПОРТНЫХ КОММУНИКАЦИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ НИЖНИХ РАБОЧИХ ЗОН КАРЬЕРА МУРУНТАУ В ГРАНИЦАХ IV ОЧЕРЕДИ

Лашко В.Т., ст. научный сотрудник Института проблем природопользования и экологии Национальной академии наук Украины, канд. техн. наук; Грищенко Г.Г., ст. научный сотрудник НПП «Геотехнология», канд. техн. наук; Кабиров А.Р., зам. главного инженера по БВР рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

В центральной зоне южного борта карьера Мурунтау в течение 15-17 лет эксплуатируется мощный перегрузочно-транспортный комплекс в схеме циклично-поточной технологии горных работ. В состав комплекса входит параллельная система магистральных наклонных ленточных конвейеров и три стационарных дробильных перегрузочных пункта с абсолютными отметками горизонтов разгрузки автосамосвалов 465, 435 и 405 м. На конец текущего года отметка нижнего рабочего горизонта карьера будет составлять 90,0 м, т.е. расстояние транспортирования горной массы до ближайшего дробильного перегрузочного пункта (405 м) только по автомобильным съездам составляет 4,2-4,4 км, что приводит к снижению эффективности всей циклично-поточной технологии горных работ в целом.

С другой стороны, эксплуатируемый комплекс ЦПТ расположен в контурах IV очереди отработки карьера и сдерживает развитие горных работ по южному борту карьера в проектных границах IV очереди его отработки.

Проектом развития горных работ в границах IV очереди отработки карьера предусматривается перенос комплекса оборудования циклично-поточной технологии вдоль южного борта карьера на 670 м в сторону западного борта. В состав этого нового перегрузочно-транспортного комплекса оборудования входит магистральный конвейер длиной 670 м, наклонный и крутонаклонный ленточные конвейера длиной, соответственно, 410 и 250 м, передаточный горизонтальный ленточный конвейер длиной 80 м и два дробильных перегрузочных пункта ДПУ-3 и ДПУ-5 с отметками горизонтов разгрузки автосамосвалов 405 и 305 м.

К моменту сдачи в эксплуатацию нового перегрузочно-транспортного комплекса оборудования ЦПТ горные работы в карьере опустятся до отметки 45,0 м и расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами до ближайшего перегрузочного пункта (ДПУ-5) сократится до 3,4-3,6 км (по автомобильным съездам), что не существенно улучшит показатели эксплуатации комплекса ЦПТ, а через несколько лет, когда горные работы в карьере опустятся до отметки 0,0 м, эти показатели окажутся на уровне завершения работ по эксплуатации демонтированного комплекса ЦПТ. Очевидно, уже на стадии проектирования и строительства нового комплекса оборудования ЦПТ необходимо решать вопрос развития транспортных

коммуникаций при отработке нижних рабочих горизонтов карьера, обеспечивающих сокращение общего расстояния транспортирования горной массы автосамосвалами до дробильных перегрузочных пунктов до 1,5-2,0 км и серьезное улучшение экономических показателей транспортных работ.

Развитие транспортных коммуникаций при отработке нижних рабочих горизонтов карьера должно отвечать следующим основным технологическим требованиям: в качестве исходного положения развития транспортных коммуникаций принимается эксплуатируемый новый комплекс перегрузочно-транспортного оборудования ЦПТ; развитый транспортный комплекс должен обеспечивать выполнение планового объема транспортных работ по видам и сортам горной массы, разрабатываемой при отработке нижних рабочих горизонтов карьера; размещение транспортных систем по высоте борта карьера и его длине должно выполняться при выполнении минимального объема горно-подготовительных работ; материальные затраты на развитие транспортных систем должны быть минимальными.

Исходя из основных технологических требований, развитие транспортных систем при отработке нижних рабочих горизонтов карьера может быть направлено по пути увеличения длины магистральных наклонных ленточных конвейеров по мере понижения уровня горных работ. Строительство дробильных перегрузочных пунктов по их длине через каждые 45-60 м обеспечит сокращение расстояния транспортирования горной массы автосамосвалами до требуемых технологическими условиями 1,5-2,0 км и, как следствие, получение плановых технико-экономических показателей работы транспортно-перегрузочного комплекса машин.

Сущность технологической схемы транспортирования горной массы при отработке нижних рабочих горизонтов карьера с применением системы стационарных магистральных наклонных ленточных конвейеров заключается в следующем. Нижняя рабочая зона карьера до абсолютной отметки рабочего горизонта 15-30 м разделяется по высоте на две условные зоны – первая от отметки горизонта 290 м, на котором работает передаточный ленточный конвейер длиной 80 м, до отметки 150-165 м; вторая от отметки горизонта карьера 150-165 м до отметки 45-60,0 м. По высоте этой условной рабочей зоны 140-155 м и 45-60 м производится выполнение последовательного комплекса работ по

монтажу магистральных наклонных ленточных конвейеров и дробильных перегрузочных пунктов.

На первом этапе производства работ наклонный магистральный ленточный конвейер устанавливается между отметками рабочих горизонтов карьера 290 и 150-165 м, под углом  $16^{\circ}$  к горизонту. Длина наклонного магистрального ленточного конвейера, при этом, составляет 510-565,0 м. По длине наклонного магистрального ленточного конвейера монтируется два перегрузочных пункта, оборудованных дробилкой ДШЗ-1250/50 с отметками горизонтов разгрузки автосамосвалов 75-90,0 м и 135-150 м. Такое расположение наклонного магистрального ленточного конвейера (по юго-западному участку борта карьера под углом к простираению этого участка борта карьера) и дробильных перегрузочных пунктов обеспечивает оптимизацию интенсивности грузопотока горной массы между абсолютными отметками рабочих горизонтов карьера 290 м и 80 - 95 м.

При понижении уровня горных работ до отметки нижнего рабочего горизонта карьера 0,0-15,0 м выполняется комплекс горно-подготовительных работ и монтаж наклонного магистрального ленточного конвейера между абсолютными отметками рабочих горизонтов карьера 150-165 и 45-60 м, обеспечивая высоту подъема горной массы по борту карьера 105-120 м. Конвейер устанавливается под углом  $16^{\circ}$  к горизонту, длина его составляет 385-440,0 м. По длине этого конвейера устанавливаются два модульных дробильных перегрузочных пункта с отметками горизонтов разгрузки автосамосвалов – нижнего 60-75 м, верхнего 90-105 м (рис. 1).

Таким образом, при такой схеме развития транспортной системы при отработке нижних рабочих горизонтов карьера общая длина магистральных наклонных ленточных конвейеров (до узла подачи горной массы на передаточный ленточный конвейер длиной 80 м на отметке горизонта карьера 290 м) составляет 895-1005 м, по длине этих конвейеров монтируется четыре дробильно-перегрузочных пункта с абсолютными отметками горизонтов разгрузки автосамосвалов 75-90 м, 135-150 м, 90-105 и 60-75 м.

Преимуществами такого развития транспортно-перегрузочной системы при отработке нижних рабочих зон карьера являются: сохранение практически постоянным расстояния транспортирования горной массы автосамосвалами до дробильных перегрузочных пунктов в пределах 0,8-1,0 км; наличие по длине магистральных ленточных конвейеров четырех дробильных перегрузочных пунктов обеспечивает последовательное транспортирование всех сортов полезного ископаемого и вскрышных пород; вписание транспортно-перегрузочного комплекса машин в проектное положение юго-

западного участка борта карьера требует выполнения минимального объема горно-подготовительных работ по высоте и длине участка борта карьера.

Недостатками такой технологической схемы развития транспортных систем являются значительные материальные затраты на приобретение и монтаж перегрузочно-транспортного комплекса машин, которые, за счет оптимизации интенсивности грузопотока горной массы в нижней рабочей зоне карьера, окупаются в течение 3-4 лет эксплуатации такого перегрузочно-транспортного комплекса машин.

Сущность технологической схемы развития транспортных систем при отработке нижних рабочих горизонтов карьера с применением модульных перегрузочных пунктов и короткозвенных наклонных ленточных конвейеров заключается в следующем.

По высоте верхнего участка нижней зоны карьера между отметками горизонтов карьера 290 и 150-165 м монтируется наклонный стационарный магистральный ленточный конвейер длиной 510-565 м с двумя модульными дробильными перегрузочными пунктами с абсолютными отметками горизонтов разгрузки автосамосвалов 75-90 и 135-150 м (ранее рассмотренная схема развития транспортных схем). Нижняя рабочая зона карьера высотой 90-120 м (до отметки рабочего горизонта карьера 60-30 м) обрабатывается на последовательно монтируемый, по мере понижения уровня горных работ, перегрузочно-транспортный модульный комплекс машин в составе дробилки ДШЗ-1250/200 с приемным бункером, передаточного ленточного конвейера длиной 60-80 м и короткозвенного наклонного ленточного конвейера длиной 110 м, обеспечивающего подачу горной массы на высоту до 60 м (рис. 2).

При отработке зоны карьера высотой 90-120 м потребуется таких перегрузочно-транспортных комплексов до 3-4 с их последовательным монтажом по мере понижения уровня горных работ.

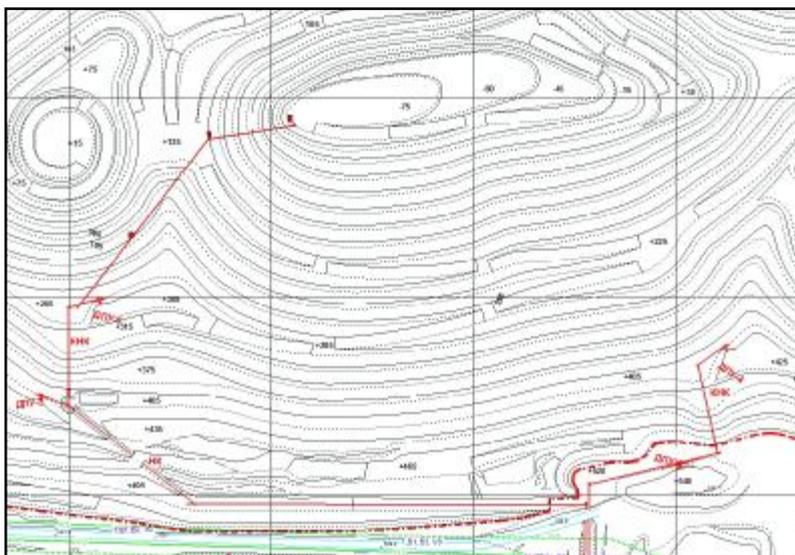


Рис. 1. Отработка карьера стационарной системой магистральных ленточных конвейеров и дробильно-перегрузочных пунктов

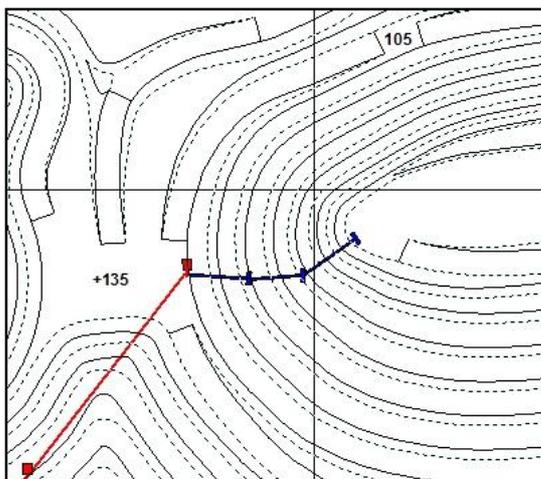


Рис. 2. Отработка нижней зоны карьера системой модульных дробильно-перегрузочных пунктов

Увеличение длины передаточного ленточного конвейера до 150-200 м позволит перемещать перегрузочно-дробильный комплекс вслед за подвиганием борта карьера, что обеспечивает минимальное расстояние транспортирования горной массы, минимизацию интенсивности грузопотока горной массы и существенное снижение материальных затрат на выполнение транспортных работ, что является основным преимуществом данной технологической схемы развития транспортных систем при отработке нижних рабочих горизонтов карьера.

Рассмотренные технологические схемы развития транспортных систем при отработке нижних рабочих горизонтов карьера при их технологической оценке, практически равноценны, и окончательное решение по этой проблеме может быть принято при выполнении проектных работ и технико-экономической оценке технологических схем развития транспортных систем при отработке нижних рабочих горизонтов в горно-технических условиях карьера «Мурунтау».

УДК 622.271

© Лашко В.Т., Грищенко Г.Г., Кабиров А.Р. 2005 г.

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОТГРУЗКИ ГОРНОЙ МАССЫ С БУФЕРНОГО СКЛАДА У ДРОБИЛЬНОГО ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА

Лашко В.Т., ст. научный сотрудник Института проблем природопользования и экологии Национальной академии наук Украины, канд. техн. наук; Грищенко Г.Г., ст. научный сотрудник НПП «Геотехнология», канд. техн. наук; Кабиров А.Р., зам. главного инженера по БВР рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Циклично-поточная технология на карьерах предусматривает применение последовательно работающего технологического комплекса машин – экскаватора, автомобильного транспорта, дробильного перегрузочного пункта и системы передаточных и магистральных ленточных конвейеров. Стабильная и эффективная работа всей технологии обеспечивается при функционировании каждого отдельного звена всего технологического комплекса машин. Сбой в ритмичной работе экскаватора, автосамосвала, дробильного перегрузочного пункта приводит к существенному снижению производительности системы. С другой стороны, сбой в работе перегрузочного пункта приводит к необходимости перестройки работы автомобильного транспорта в течение смены, что приводит к снижению его эксплуатационной производительности. Аритмии в работе внутрикарьерного автомобильного транспорта можно избежать путем отсыпки буферного склада горной массы рядом с дробильным перегрузочным пунктом.

Такой буферный склад горной массы должен отвечать следующим основным технологическим требованиям: параметры буферного склада должны обеспечивать прием горной массы с автосамосвалов

в течение 2-3 смен работы (остановки) дробильного перегрузочного пункта; расположение буферного склада горной массы должно сводить до минимума переобъем автосамосвалов при его отсыпке; подготовка уступа, верхней и нижней технологической площадки под разгрузку автосамосвалов и отсыпку буферного склада должны требовать выполнения минимального объема горно-подготовительных работ; на отгрузке и транспортировании горной массы с буферного склада должно использоваться стандартное технологическое оборудование; материальные затраты на подготовку и оборудование должны быть минимальными.

Для горно-технических условий карьера Мурунтау, на котором успешно эксплуатируется комплекс ЦПТ с системой ленточных конвейеров и трех дробильных перегрузочных пунктов с отметками горизонтов разгрузки автосамосвалов 465 м, 435 и 405 м, рассмотрено несколько принципиальных схем отгрузки горной массы с буферного склада – с применением автомобильного и конвейерного транспорта до дробильного перегрузочного пункта или узла подачи горной массы на магистральный наклонный ленточный конвейер.

Общим для этих схем отгрузки горной массы с буферного склада являются параметры подготовки участка борта карьера под отсыпку склада и тип применяемого погрузочного оборудования.

Основными параметрами горных работ при подготовке участка борта карьера под отсыпку буферного склада горной массы являются – ширина технологической площадки на горизонте разгрузки автосамосвалов 33-34 м и ширина нижней площадки, определяемая схемой транспортирования горной массы от экскаватора.

Сущность технологической схемы производства работ по отгрузке горной массы с буферного склада на автомобильный транспорт заключается в следующем (рис. 1). Автосамосвал, после выполнения комплекса маневровых операций в зоне работы экскаватора, устанавливается под погрузку горной массы таким образом, чтобы средний угол поворота экскаватора на разгрузку ковша не превышал  $90^{\circ}$ , что обеспечивает его максимальную техническую производительность.

Путь, проходимый автосамосвалом при его подаче под погрузку горной массы, определяется из выражения:

$$L_{ман.а} = R_{разв.а} (\pi + 1) + L_{авт}$$

где  $R_{разв.а}$  – радиус разворота автосамосвала, ( $R_{разв.а} = 15,1$  м);

$L_{авт}$  – габаритная длина автосамосвала, ( $L_{авт} = 12,2$  м).

Путь, проходимый автосамосвалом при выполнении маневровых операций в зоне его загрузки, составляет 75,0 м.

Ширина технологической площадки для отсыпки буферного склада горной массы определяется по формуле:

$$B_{техн.а} = Ш_э + B_{тр.б}$$

где  $Ш_э$  – ширина обрабатываемой экскаватором заходки, м;

$B_{тр.б}$  – ширина транспортной бермы вдоль буферного склада горной массы, ( $B_{тр.б} = 23,0$  м).

Ширина подготавливаемой технологической площадки под отсыпку буферного склада горной массы при ее отгрузке в автосамосвалы составляет 43-44 м.

После погрузки автосамосвала он переходит на свою транспортную полосу и доставляет горную массу до приемного узла стационарного дробильно-перегрузочного пункта. При этом, путь, проходимый автосамосвалом в одном направлении, определяется по выражению:

$$L_{тр.а} = 1,5 \left( L_{скл} + \frac{2H_y}{tg \alpha_{скл}} \right) + L_{авт} + L_{др} + \frac{H_n}{i_{авт}}$$

где  $L_{скл}$  – длина фронта разгрузки автосамосвалов при отсыпке буферного склада горной массы, ( $L_{скл} = 100-300$  м);

$H_y$  – высота отсыпаемого склада горной массы, ( $H_y = 15$  м);

$\alpha_{скл}$  – угол откоса отсыпаемой горной массы, ( $\alpha_{скл} = 37^{\circ}$ );

$L_{др}$  – расстояние транспортирования горной массы от габарита склада до дробилки, ( $L_{др} = 100$  м);

$H_n$  – высота подъема горной массы автосамосвалом, ( $H_n = 15-30$  м);

$i_{авт}$  – руководящий уклон автомобильного съезда, (0,08).

Расстояние транспортирования горной массы от экскаватора до дробильного агрегата составляет 0,47-0,86 км.

Сущность технологической схемы по отгрузке горной массы с буферного склада на конвейерный транспорт заключается в следующем (рис. 2). Вдоль

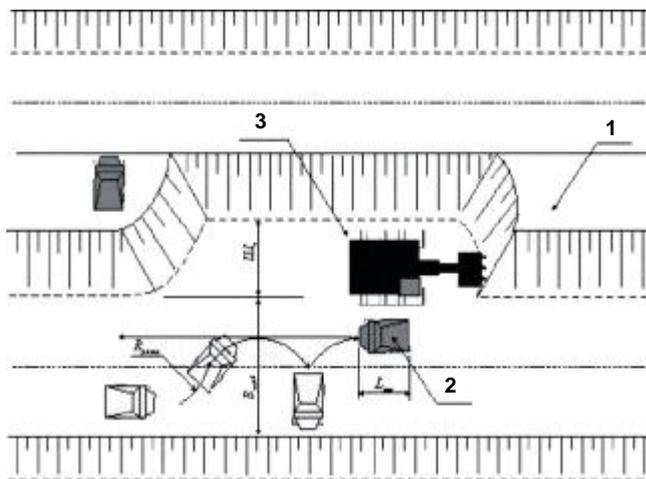


Рис. 1. Схема отгрузки горной массы с буферного склада на автомобильный транспорт:

1 – буферный склад; 2 – автосамосвал; 3 - экскаватор

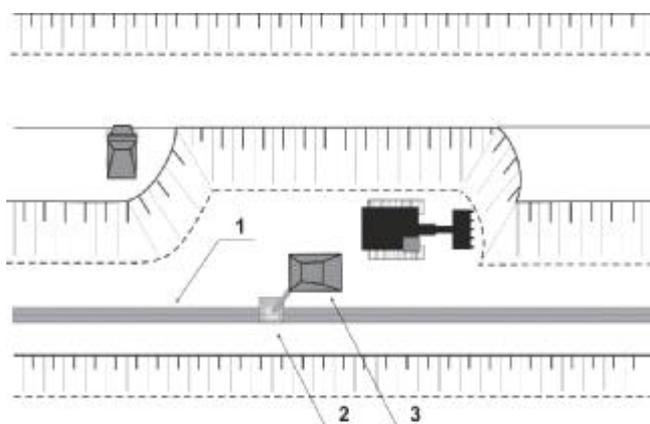


Рис. 2. Схема отгрузки горной массы с буферного склада на конвейерный транспорт:

1 – конвейерная линия; 2 – загрузочное устройство; 3 – мобильный перегружатель

буферного склада горной массы устанавливается горизонтальный ленточный конвейер, длина которого в границах склада определяется по выражению:

$$L_{л.к} = L_{скл} + \frac{2H_y}{tg a_{скл}} - \left( R_{черп} + R_{разгр} + l_{пер} + \frac{l_{р.к}}{tg a_p} - L_{к.с} \right)$$

где  $R_{черп}$  – радиус черпания экскаватора, ( $R_{черп} = 11,9$  м);

$R_{разгр}$  – радиус разгрузки экскаватора, ( $R_{разгр} = 14,7$  м);

$l_{пер}$  – габаритная (ориентировочная) длина мобильного дробильного перегрузочного устройства, ( $l_{пер} = 10,0$  м);

$l_{р.к}$  – длина разгрузочной консоли, ( $l_{р.к} = 10-11$  м);

$a_{р.к}$  – средний угол между осью передаточного ленточного конвейера и консоли, ( $a_{р.к} = 45^0$ );

$L_{к.с}$  – длина концевой станции передаточного ленточного конвейера, ( $L_{к.с} = 6,0$  м).

Длина передаточного ленточного конвейера вдоль буферного склада горной массы составляет 109,7-309,7 м.

Связующим звеном между экскаватором и передаточным ленточным конвейером является перегрузочный агрегат, основное назначение которого заключается в подготовке исходного потока горной массы к транспортированию системой горизонтальных и наклонных ленточных конвейеров. Перегрузочный агрегат монтируется из отдельных модулей: приемного бункера, размеры которого в плане аналогичны параметрам кузова автосамосвала (ширина 7,0 м и длина 8,0 м), днищем которого является пластинчатый питатель среднего класса с шириной полотна 1,6 м и длиной 6,0-7,0 м; дробилки ДШЗ-1250/200, обеспечивающей прием горной массы крупностью до 1,20 м с дроблением ее до крупности 0,30-0,35 м; разгрузочной консолью длиной 11,0 м. Монтируется перегрузочный агрегат на гусеничном ходу от экскаватора ЭКГ-4,6, и ориентировочный вес его составляет 190-200 т.

Передаточным ленточным конвейером горная масса транспортируется непосредственно до приемного узла на наклонном магистральном ленточном конвейере в районе его концевой станции. Ширина технологической площадки при применении конвейерного транспорта горной массы вдоль буферного склада составляет 36,0-37,0 м. В реальных горно-технических условиях длина буферного склада может составлять 100-300 м, емкость разовой отсыпки такого склада составляет 162,7-469,9 тыс. м<sup>3</sup>. Сменная эксплуатационная производительность экскаватора на отгрузке горной массы с буферного склада составит: при работе в комплексе с автомобильным транспортом – 2423-2437,0 м<sup>3</sup>/смену; с конвейерным

транспортом – 2884-2894,0 м<sup>3</sup>/смену. Продолжительность отгрузки единично отсыпанного объема горной массы в буферный склад составляет – при применении автомобильного транспорта 67,2-192,9 смен; при применении конвейерного транспорта – 56,4-162,4 смены.

Основными преимуществами технологической схемы транспортирования горной массы от буферного склада до наклонного магистрального ленточного конвейера являются: повышение сменной эксплуатационной производительности экскаватора и уменьшение продолжительности отгрузки склада в 1,19-1,20 раза; сокращение ширины нижней технологической площадки в 1,5-1,6 раза по сравнению со схемой транспортирования горной массы с применением автосамосвалов.

К недостаткам схемы транспортирования горной массы с применением конвейерного транспорта можно отнести необходимость разработки технической документации по мобильному модульному перегрузочному устройству и его изготовлению.

Выполнена предварительная технологическая оценка схем транспортирования горной массы при ее отгрузке с буферного склада. Критериями оценки, при этом, приняты интенсивность грузопотока горной массы от узла загрузки до подачи горной массы на магистральный ленточный конвейер и продолжительность выполнения работ по отгрузке единично отсыпанной в буферный склад горной массы. Определено, что интенсивность грузопотока горной массы при применении автомобильного транспорта изменяется от 149,03-213,14 тыс. м<sup>3</sup> км до 712,37-897,51 тыс. м<sup>3</sup> км; при применении конвейерного транспорта от 40,68-50,27 тыс. м<sup>3</sup> км до 211,46-239,48 тыс. м<sup>3</sup> км, т.е. применение конвейерного транспорта горной массы обеспечивает сокращение интенсивности грузопотока горной массы в 4,0-5,0 раз по сравнению со схемой транспортирования горной массы с применением автосамосвалов, что позволит окупить в течение 2-3 лет материальные затраты на разработку технической документации и изготовление модульного мобильного перегрузочного устройства.

Применение конвейерного транспорта горной массы от буферного склада до ее подачи на систему магистральных наклонных ленточных конвейеров обеспечивает сокращение продолжительности отгрузки горной массы с буферного склада в 1,19-1,20 раза по сравнению со схемой применения автомобильного транспорта.

Общий коэффициент предварительной технологической оценки схем транспортирования горной массы с применением конвейерного транспорта составляет 4,23-4,70, что подчеркивает эффективность ее применения в конкретных горно-технических условиях карьера Мурунтау.

## ВЫБОР КРЕПЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КАЙРАГАЧ»

Меликулов А.Д., доцент горно-геологического факультета ТашГТУ; Бызеев А.В., начальник проектной группы института O'zGEOTEXLITI; Мухитдинов Ш.Р., аспирант ТашГТУ; Степанян А.Г., начальник проектной группы института O'zGEOTEXLITI

Горно-геологические условия месторождений в Ангреном регионе отличаются превышением горизонтального давления над вертикальным, приуроченностью золотосодержащих руд к тектоническим нарушениям, заполнением трещин глинистыми фракциями, наличием трещинных вод.

Проведенными исследованиями напряженно-деформированного состояния пород в зоне влияния горных выработок были констатированы факты нарушения целостности контура выработок, крепи выработок под влиянием нарыженного состояния пород массива, трещиноватости пород, водонасыщенности пород и наличия глинистых прослоек в трещинах пород.

ность зоны составляет от 1-3 м до 15 м. Расположение выработки в зоне тектонического нарушения испытывает горное давление, определяемое частично или полностью пластической моделью горного давления (рис. 2, а, б);

➤ влияние глинистых фракций в трещинах проявляется в случаях доступа воды по трещинам в выработку. В этом случае, контур горных выработок испытывает локальное влияние горного давления в виде деформация связанных с вывалами, заколообразованиями (рис. 3).

Взаимное влияние факторов может привести к катастрофическим последствиям – разрушению горной

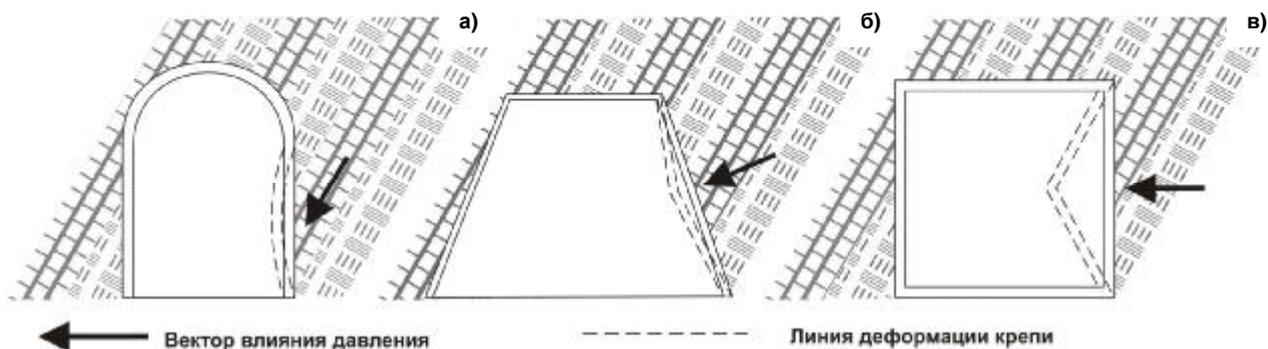


Рис. 1. Деформация крепи в условиях месторождений Узбекистана на месторождении «Кайрагач» (а), на шахте № 9 ОАО «Узбеуголь» (б) и на руднике Кызыл-Олма (в)

Каждый фактор имеет собственное воздействие на напряженно-деформированное состояние горной выработки:

➤ высокое горизонтальное давление приводит к деформациям и разрушению стоек (рис. 1). На руднике Кайрагач в 85 % нарушения прочности выработок присутствует изгиб металлической стойки (рис. 1, а). На шахте № 9 применение железобетонных стоек при проходке штреков также выявило их разрушение при соприкосновении стенок выработки со стойкой (рис. 1, б). На руднике Кизил-Олма в 1994 г. была разработана кольцевая железобетонная крепь для восстающих, обеспечивающая надежную и долгосрочную их эксплуатацию (рис. 1, в);

➤ тектонические нарушения сопровождаются зоной высокой трещиноватости пород, мощ-

выработки. Для снижения влияние горного давления, а также для сохранения длительной устойчивости горной выработки необходимо учитывать все факторы и на основе выявленных возможных деформаций пород разработать схему и вид крепления горной выработки.

Изучение геолого-маркшейдерской документации,

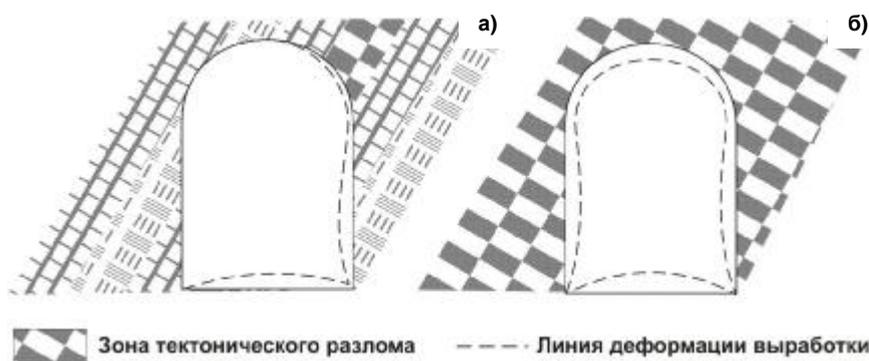


Рис. 2. Деформация горных выработок в зонах тектонических разломов в частично пластичной среде (а), в пластичной среде (б)

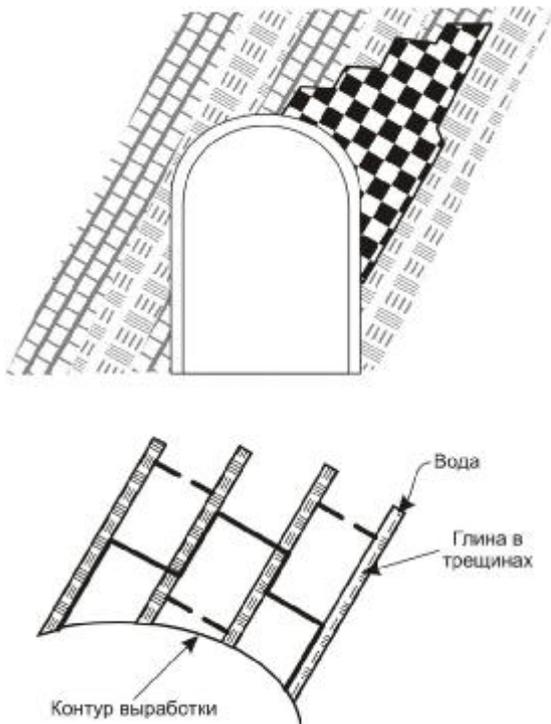


Рис. 3. Заколообразование с последующим развитием купола обрушения

визуальное обследование состояние штолен, восстающих и штреков позволили выявить следующее:

1. Вмещающие породы представлены андезитопорфирами, андезито-дацитовыми порфирами, туфами андезито-дацитового состава и лавобрекчийей. Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодьяконова М.М. составляет от 6 до 9. Породы относятся к устойчивым вне зоны разлома. Выработки, пройденные по вмещающим породам вне зон разломов, устойчивые. Однако, действующее высокое боковое давление, вызванное существующим геодинамическим полем напряжений в Средне-Азиатском регионе, приводит к заколообразованию в кровле выработки по системе ведущих трещин (рис. 3). Размер блоков, оконтуренных трещинами, составляет от 200 до 400 мм. Обследование выработок (штолен № 3 и 12) показал, что, в результате процесса заколообразования при длительном стоянии выработки (свыше 3 лет), форма выработки из сводчатой превращается в шатровую.

2. Выработки, пройденные по рудной зоне, чаще всего сопряженной с зоной тектонических нарушений, неустойчивые.

В выработках наблюдается следующие деформации (рис. 1-3):

- обрушение кровли с образованием купола до 6-8 м;
- сближение боков выработок;
- пучение почвы.

Эти виды деформации связаны с интенсивной трещиноватостью, обводненностью пород и наличием глинистых включений. Наибольшие деформации

наблюдаются в местах дренажа подземных вод по трещинам в выработку.

Влияние воды на состояние выработок усугублено тем, что в штольнях № 3 и № 12 не выдержан уклон. На участках отрицательного уклона (т.е. в сторону обратную устью штольни) сбор воды привел к росту деформаций боков выработки.

Таким образом, в результате обследования состояния выработок, анализа горно-геологических и геодинамических условий месторождения были определены и предложены руднику Кайрагач следующие мероприятия:

- при восстановлении штолен выдержать прямой равномерный уклон в сторону устья;

- выработки, пройденные по вмещающим породам, предлагается закрепить анкерной крепью с набрызгбетоном по сетке;

- выработки, пройденные по зонам дизъюнктивных нарушений, рекомендуется крепить тремя видами крепи:

- монолитной бетонной крепью;
- монолитной бетонной крепью с обратным сводом;
- сборной железобетонной крепью трапециевидного сечения;
- комбинированной крепью (железобетонные стойки с металлическим верхняком из СВП).

На основании рекомендаций выполнены варианты крепления горно-капитальных выработок.

При выборе параметров крепежных элементов (верхняка, стойка, анкеров) наиболее сложным является выполнить расчет воздействия горных пород на крепь. Крепь предназначена для сохранения выработки, а не для противодействия напряжениям, которые никакой крепью не удержат. Поэтому, фактически требуется определить ту часть горных пород, которая своим весом действует непосредственно на горную крепь. На рис. 4 приведена расчетная схема образования свода обрушения над выработкой в конкретных структурных условиях породного массива.

В общем случае вертикальное давление равно весу свода обрушения пород  $P_1$  [1, 2], в частном, в условиях месторождения «Кайрагач» –  $P_2$  (рис. 4). При этом, в результате действия тангенциальных напряжений ( $\sigma_t$ ) наблюдается возникновение опрокидывающего момента  $M_{опр}$ . Опрокидывающий момент усугубляет действие бокового давления со стороны падения трещин в выработку. Таким образом, свод обрушения принимает форму соответствующую  $P_2$ . Величина  $P_2$  и место действия его вектора зависит от угла падения ведущих трещин в выработку. В статическом положении величина вертикального давления составит:

$$P_2 = 4 \cdot [(a + h \cdot \operatorname{tg}(45 - \varphi/2) + h \cdot \operatorname{ctg} \alpha) / 2]^2 \cdot \gamma / f \cdot \lambda \cdot 3 \cdot S_1 \cdot \gamma$$

Величина горизонтального давления со стороны падения трещин в выработку равна:

$$T_{гор} = P_2 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha + (h^2 \cdot \gamma \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha) / 2 \cdot \operatorname{tg} \alpha - c \cdot h \cdot \sin \alpha$$

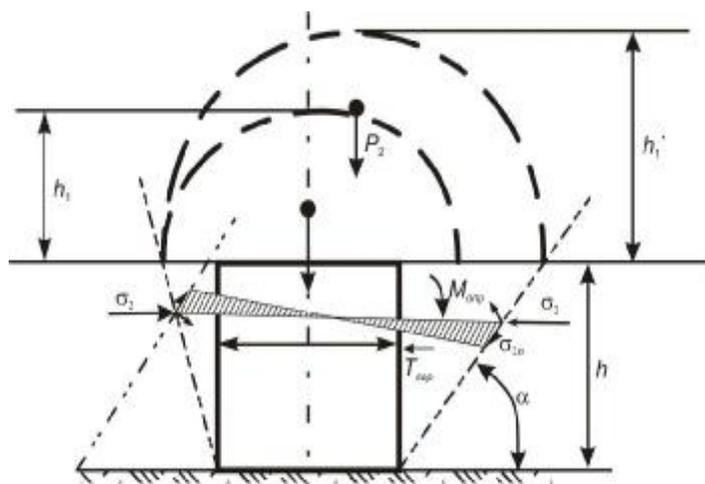


Рис. 4. Схема к расчету горного давления в условиях месторождения «Кайрагач»

где  $a$  – пролет выработки, м;  
 $h$  – высота выработки, м;  
 $\varphi$  – угол внутреннего трения пород;  
 $\alpha$  – угол наклона ведущих трещин к горизонту;  
 $\gamma$  – объемная масса пород, т/м<sup>3</sup>;  
 $f$  – прочность пород по Протодьяконову;  
 $\lambda$  – коэффициент ослабления прочности пород в массиве;  
 $c$  – сила сцепления по трещинам, т/м<sup>2</sup>.

При этом, вертикальная составляющая давления на левую стойку составит 11,9 т, а на правую стойку – 18,7 т, при расположении рам через 0,5 м. Горизонтальное давление на левую стойку составит 0,2 т, а на правую стойку – 10,7 т.

Таким образом, получаем, что выработку необходимо крепить асимметрично устройной крепью, где несущая способность стоек не одинакова.

В соответствии с представленной геолого-маркшейдерской документацией и визуальным осмотром по штольне № 3 проведено районирование штольни по степени устойчивости, а затем для каждого района предложен вид крепления по пикетам:

- ✦ монолитной железобетонной крепью закрепить устье штольни до ПК+40;
- ✦ анкерную крепь с набрызгбетоном по сетке установить: с ПК+40 по ПК4+38; с ПК4+75 по ПК5+56; с ПК7+8 по ПК8+30; с ПК8+65 по ПК9; с ПК9+35 по ПК9+72; с ПК10+30 по ПК10+52; с ПК11+30 по ПК12; с ПК12+20 по ПК12+65;
- ✦ комбинированную крепь состоящую из железобетонных стоек и металлического верхняка установить: с ПК4+38 по ПК4+75; с ПК5+56 по ПК6+58; с ПК6+60 по ПК7+10; с ПК8+30 по ПК8+65; с ПК9 по ПК9+35; с ПК9+72 по ПК10+30;
- ✦ монолитную железобетонную и монолитную железобетонную крепь с обратным сводом устанавливать на всех остальных пикетах, с учетом наличия конкретных деформаций стенок, кровли и почвы выработок.

**Список литературы:**

1. Заплавский Г.А., Лесных В.А. Горные работы, проведение и крепление горных выработок. М.: Недра, 1986.
2. Джаваридзе Л.А. Расчет металлической крепи горных выработок. М.: Недра, 1975.

УДК 628.1.001.2:628.218(075.3)

© Некрасов И.Я., Бызеев А.В., Мухитдинов Ш.Р., Кудряшова Л.Н. 2005 г.

## ОСУШЕНИЕ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА РАЗРЕЗА «АНГРЕНСКИЙ»

Некрасов И.Я., главный инженер института «O'zGEOTEXLITI»; Бызеев А.В., начальник проектной группы института «O'zGEOTEXLITI»; Мухитдинов Ш.Р., аспирант ТашГТУ; Кудряшова Л.Н., инженер института «O'zGEOTEXLITI»

Гидрогеологические условия разреза «Ангренский» характеризуется наличием водоносных горизонтов, приуроченных ко всем комплексам пород, распространенным в районе месторождения, от палеозойского возраста до современных четвертичных отложений. Грунтовые воды четвертичных отложений распространены по всей площади. Водовмещающими породами являются галечники с песком и гравием. Мощность водоносного горизонта достигает 35-40 м. Из всех распространенных на площади разреза водоносных горизонтов горизонт грунтовых вод четвертичных отложений является наиболее водообильным и служит основным источником обводнения разреза.

Питание этих вод происходит за счет атмосферных осадков и фильтрации поверхностной воды - речной, саевой, арычной, поливной и пр. Наибольшей обводненностью характеризуются аллювиальные отложения реки Ангрен и ее притоков, для которых преобладают коэффициенты фильтрации 86 м/сут (1 и 2 террасы). Аллювиально-пролювиальные отложения (3-4 и 5 террас) слабо обводнены, коэффициенты фильтрации не превышают 1 м/сут.

Грунтовые воды полностью определяют обводненность горных выработок разреза. Разгрузка этих вод происходит на уступах разреза и в пойме реки Ангрен. Суммарные дебиты выклинивающихся грун-

товых вод по восточному борту разреза доходят до 30 л/с, удельные - 0,01-0,05 л/с на 1 п. м. длины борта. Расход воды в северной части разреза (лобовой) достигал, в отдельные месяцы 117 л/с, удельные притоки здесь составляли 0,1-0,4 л/с на 1 п.м. Дебит выклинивающихся родников достигает 60 л/с, удельный 0,01-0,07 л/с с 1 п.м. борта.

Подземные воды неогеновых отложений распространены на отдельных участках и приурочены к конгломератам и гравелитам. Дебиты не превышали 0,6 л/с. Коэффициент фильтрации пород составляет 0,005-0,03 м/сут. Из-за слабой степени обводненности пород, подземные воды неогена никакого практического значения не имеют.

Подземные воды палеогеновых и меловых отложений – трещинные, напорные и имеют гидравлическую связь, из – за чего их рассматривают как единый водоносный комплекс.

Подземные воды палеогена приурочены к мергелям и известнякам туркестанского яруса и известнякам алайского яруса. Удельные дебиты известняков составили 0,001-0,09 л/с, коэффициенты фильтрации пород - 0,01-3,0 м/сут. Воды гидрокарбонатно-кальциевые.

Подземные воды мела приурочены к пескам и песчаникам. Удельный дебит изменяется от 0,0002 до 0,035 л/с, коэффициент фильтрации пород не превышает 0,16 м/сут. Направленность движения напорных вод определяется наклоном синклиналиной структуры.

Подземные воды юрской угленосной и каолиновой свит – напорные. Породы характерны слабой обводненностью и практически является сухими. Удельные дебиты изменяются в пределах 0,0002-0,015 л/с. Коэффициент фильтрации пород 0,0007-0,02 м/сут.

Подземные воды коры выветривания палеозоя приурочены к первичным каолинам, каолинизированным кварцевым порфирам и порфирирам. Воды напорные. Удельный дебит 0,0004-0,007 л/с, коэффициент фильтрации пород 0,002-0,043 м/сут. Вследствие малой обводненности пород коры выветривания палеозоя, воды практического значения не имеют.

**Гидрогеологические условия разреза и возможные (расчетные) водопритокки.** Проведенными наблюдениями установлено, что в угленосной свите юры и покрывающих уголь отложениях (надугольная и каолиновая свиты) водопроявления почти отсутствуют (расходы не превышают сотых долей литра в секунду). Основным фактором обводнения разреза являются грунтовые воды галечниковых отложений.

Средний приток воды в разрез за весь период наблюдений составил 1200-1800 м<sup>3</sup>/ч, коэффициент водообильности 3-5. Удельные притоки грунтовых вод на отдельных уступах составляли 0,01-0,4 л/с на 1 п.м. их длины. Наиболее обводненными являются западная и северная части разреза.

Выделено пять наиболее обводненных участков:

1. Северный борт, на котором фиксируется 28 родников с расходом от сотых долей до 15 м<sup>3</sup>/ч. Суммарный приток на момент обследования на фронте

1000 м составил 366 м<sup>3</sup>/ч. Вклинивание подземных вод происходит из валунно-галечниковых отложений четвертичного возраста. Наибольшая обводненность отмечена в местах пересечения борта разреза с руслами Бадамзар и Саяк саев.

2. Западный борт дренирует 485 м<sup>3</sup>/ч (в паводки до 900 м<sup>3</sup>/ч) воды, которая по уступу 2 (горизонта 955 м) самотеком по канаве сбрасывается в реку Ангрэн.

3. На северо-восточном борту из четвертичных отложений со стороны плотины и из дренажной системы водопристок составляет 504 м<sup>3</sup>/ч.

4. В юго-восточном борту отмечено выклинивание подземных вод из горелых пород в виде 10 отдельных родников с суммарным расходом 150 м<sup>3</sup>/ч.

5. В южном борту из четвертичных галечников выклинивается 15 родников с суммарным расходом 1200 м<sup>3</sup>/ч из-за дренирования воды из обводного канала реки Ангрэн.

Суммарный водопристок в угольный разрез, на момент обследования составил 1702 м<sup>3</sup>/ч. Дренажная вода с северного борта собирается в канаву, подается к насосной установке на уступе +5 гор. 1050 м и откачивается в дренажную канаву гор. 1110 м, откуда самотеком поступает в Дукент-сай. Часть воды этого борта выклинивается на гор. 955 м и по водосбросной канаве перебрасывается в русло реки Ангрэн.

В нижней части разреза (в отработанной площади) устроены водосборники (зумпфы): южный и северный, оборудованные насосными установками, откуда вода перекачивается в специальные гидроотвалы и после осветления в реку Ангрэн.

Расчетные притоки воды в разрез могут составить: из четвертичных отложений – 0,681 м<sup>3</sup>/с, или 2450 м<sup>3</sup>/ч; из пород мезо-кайнозоя – 0,059 м<sup>3</sup>/с, или 210 м<sup>3</sup>/ч. Итого – 0,740 м<sup>3</sup>/сек, или 2660 м<sup>3</sup>/ч.

Учитывая возможность поступления вод от ливневых осадков, максимальный приток может составить до 4000-5000 м<sup>3</sup>/ч в отдельные паводковые периоды.

Из пяти выделенных зон наиболее значимые западная и южная части разреза «Ангрэнский». Наиболее обводненные породы – валунно-галечниковые отложения. При этом в южной части протяженность борта составляет 1000-1500 м, а на западном направлении наиболее обводненными участками являются пойма в руслах саев Бадамзар и Саяк, каждая из которых шириной не более 300 м.

Согласно проекту технического перевооружения разреза «Ангрэнский» и поддержания существующей мощности предусматривается ряд мероприятий по осушению пород прибортового массива. По южному борту предусматривается строительство вертикальных водопонижающих скважин, устанавливаемых через 25 м, глубиной до 60 м, т.е. до почвы валунно-галечниковых отложений (рис., а).

В условиях установившегося движения дебит в напорном водоносном пласте определяют по формуле Дюпюи:

$$Q = (2pKmS)/\ln(R/r); \text{ м}^3/\text{сут}$$

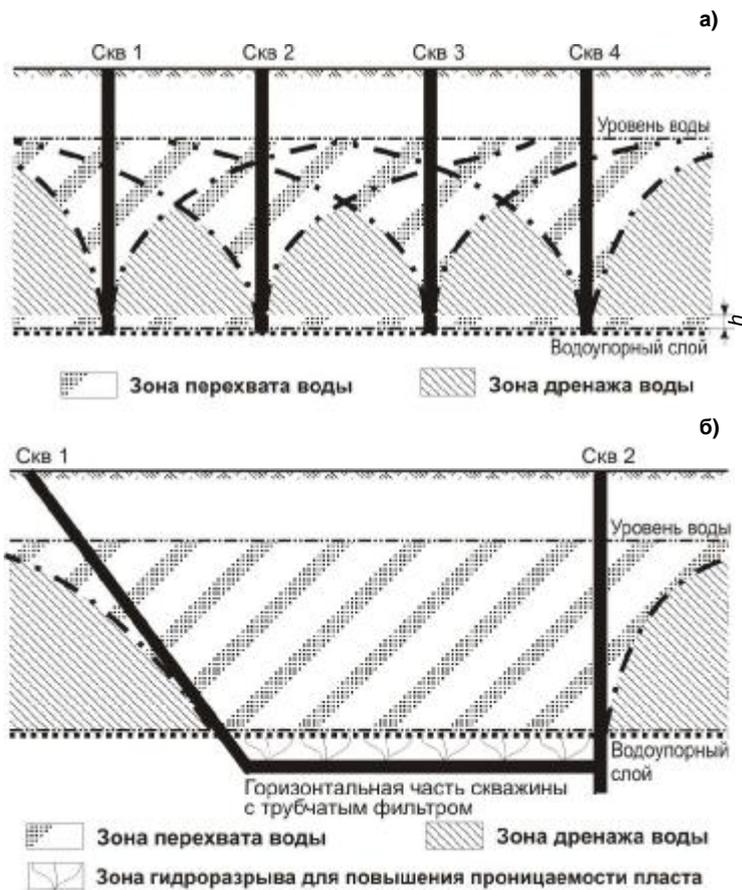


Рис. Способы осушения борта вертикальными скважинами (а), наклонно-горизонтальными и вертикальными скважинами (б)

Подставив различные значения, можно построить график зависимости радиуса влияния от понижения уровня воды при откачке  $t$ ,  $e$ ,  $R=f(S)$ . При необходимости, зная понижение уровня воды, можно всегда определить радиус влияния. Учитывая расход с одной скважины  $360 \text{ м}^3/\text{ч}$ , при глубине скважины  $60 \text{ м}$ , подбираем погружной насос ЭЦВ 12-375-60 [1-3].

Пока откачка не производится, уровень воды в скважине находится на высоте  $H$  и совпадает с положением напорной плоскости. При откачке горизонт воды в скважине начинает притекать к скважине. Напорная плоскость приобретает форму депрессионной воронки. Когда количество отбираемой воды станет равным количеству воды, притекающей в скважину из грунта, движение приобретает установившийся характер и в скважине устанавливается некоторый «динамический» уровень на высоте ( $h$ ). Разница  $H-h=S$ , т.е. понижение уровня воды при откачке является весьма важной величиной при расчете скважин. Гидравлический расчет скважины заключается в установленном соотношении между расходом  $Q$ , понижением  $h$  и  $r$ -радиусом скважины при величинах  $K$  – коэффициент фильтрации,  $m$  – мощность водоносного пласта и др.

Применение способа осушения прибортового массива вертикальными скважинами снижает водоприток в разрез до 35-50 %.

Для большего перехвата требуется уменьшение расстояния между вертикальными скважинами. Однако, уже при расположении дренажных вертикальных скважин через  $25 \text{ м}$ , капитальные затраты на осушение южного борта в долларовом эквиваленте составляют не менее  $1,3 \text{ млн долл. США}$ , из которых на: СМР –  $0,8 \text{ млн долл. США}$ ; на оборудование –  $0,35 \text{ млн долл. США}$  и на электроснабжение –  $0,15 \text{ млн долл. США}$ . Как видно из приведенных ценовых показателей, основные затраты приходятся на строительные-монтажные работы. Большая доля затрат приходится на строительство водопонижающих вертикальных скважин из-за применения станков ударно-канатного бурения. При этом, в эксплуатации будут находиться около сорока погружных насосов типа ЭЦВ, что приведет к существенным эксплуатационным затратам.

Современное развитие буровой техники расширяет рамки возможной их области применения. Станки, разработанные фирмой SANDVIK, типа «Marlin 6» и фирмой Atlas Copco, типа «Mustang 6991 1318 01» обеспечивают высокую производительность при бурении скважин диаметром до  $400 \text{ мм}$  в любых типах пород, с производительностью до  $12-14 \text{ км/г}$ , снижение себестоимости 1 п.м. скважины более чем в три раза по сравнению с буровыми станками СБУ. Глубина бурения скважин до  $300-350 \text{ м}$ , возможность бурения вертикальных, наклонных и наклонно-горизонтальных скважин делает подобный станок незаменимым в горном производстве для организации как эксплуатационный разведки, так и для проведения мероприятий по осушению прибортового пород массива.

На основе применения подобного станка разработана схема осушения южного борта разреза «Ангренский». Сущность способа заключается в применении комбинации вертикальных, наклонных и пологих дренажных скважин (рис., б) с обсадкой их пластмассовыми трубами, выпускаемыми Джизакским заводом.

Пологая (горизонтальная) часть скважины бурится в известняке, на уровне  $0,5-1,0 \text{ м}$  ниже кровли пласта, затем обсаживается перфорированными трубами. Длина «горизонтальной» части дренажной скважины составляет  $150-160 \text{ м}$ . Дренажное устройство состоит из скважин: наклонной, вертикальной и пологой, соединенных между собой. В вертикальной скважине, пробуренной на  $2-3 \text{ м}$  ниже уровня пологой скважины, устанавливается погружной насос.

Учитывая принятую схему осушения пород прибортового массива в южной части разреза «Ангренский» и основываясь на гидродинамических расчетах для осушения участка протяженностью по фронту  $150-160 \text{ м}$ , достаточно установить обсадную трубу с фильтром диаметром  $300 \text{ мм}$ . Применяя перфорированные трубы при осушении южного борта, необходимо

рассчитать диаметр отверстий и их количество. Диаметр отверстий принят 5-10 мм, расстояние между центрами соответственно – 25-40 мм.

Классически распределение потоков воды в зоне влияния депрессионной воронки вертикальной скважины имеет вид представленный на рис., а. В нашем случае, при устройстве наклонно-горизонтальных дренажных скважин будет наблюдаться депрессионная воронка представленная на рис., б.

Особенность предлагаемого способа в том, что горизонтальную часть скважины предлагается разместить не в галечнике, где проблематично как само бурение, так и сохранение скважины до ее обсадки, а в известняке. Для увеличения фильтрации известняка, расположенного между скважиной и слоем галечника, предлагается осуществить разрушение известняка,

применив секционный гидроразрыв. Применение секционного гидроразрыва обеспечит равномерные приток воды по всей длине скважины.

Применение данного способа осушения южного борта разреза «Ангренский» позволит исключить дренаж воды из обводного канала реки Ангрен в разрез, при этом снизить капитальные затраты в четыре раза, эксплуатационные затраты на 70 %.

#### Список литературы:

1. Абрамов Н.Н. Водоснабжение. М.: Стройиздат, 1967.
2. Зацепин В.Н. Дипломное проектирование водопроводных и канализационных сооружений. Ленинград, Стройиздат, 1973.
3. Гидротехника в горном деле и строительстве. М.: Недра, 1978.

УДК 622.7

© Шамин В.Ю., Бендик Д.А., Никитанов В.В., Файдель В.В. 2005 г.

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РУДОПОДГОТОВКИ В ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И КЛАССИФИКАЦИИ НА ГМЗ-3

**Шамин В.Ю.**, директор Северного рудоуправления НГМК; **Бендик Д.А.**, главный технолог Северного рудоуправления НГМК; **Никитанов В.В.**, главный инженер ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК; **Файдель В.В.**, эксперт по обогащению «ENGINEERING DOBERSEK GmbH»

Изменение вещественного состава руды добываемой на карьере Кокпатас, обусловленное переходом из зоны окисленных руд в зону смешанных и сульфидных руд, потребовало изменить не только технологию цианистого выщелачивания руд с применением бактериального вскрытия сульфидного концентрата, но и произвести реконструкцию измельчительного и классификационного отделений ГМЗ-3.

В настоящее время на ГМЗ-3 руда (рис. 1) крупностью 0-300 мм из бункера главного корпуса через систему питателей и ленточных конвейеров поступает в мельницы мокрого полусамомельчения ММС 70×23А. Разгрузка мельницы перекачивается насосом в спиральные классификаторы (3 единицы) с погруженной спиралью 2КСП-24, один из которых работает в замкнутом цикле с ММС, два других - в замкнутом цикле с шаровой мельницей МШЦ 45×60.

Слив классификаторов с содержанием 15-18 % твердого поступает на сгущение в радиальный сгуститель диаметром 100 м. Для интенсификации процесса сгущения подается флокулянт – полиакриламид.

Разгрузка сгустителя с содержанием 28-33 % твердого поступает на цианирование.

Предлагаемая технология рудоподготовки измельчения и классификации (рис. 2) предусматривает реконструкцию без изменения объемов измельчения, но с перераспределением нагрузок между стадиями и

осуществление процесса классификации в более плотной среде.

Первая стадия измельчения в замкнутом цикле со спиральным классификатором, работающем в «скальпирующем режиме». Для этого необходимо модернизировать классификатор 2КСП-24 с погруженной спиралью в классификатор 2КСН-24 с непогруженной спиралью. Модернизация упростит конструкцию классификатора и позволит удешевить эксплуатационные затраты, как за счет нижней опоры «плавающего подшипника», так и за счет экономии электроэнергии, т.к. циркулирующая нагрузка на привод спиралей снизится.

Слив классификатора с содержанием твердого 50-60 % поступает в зумпф насоса автоматизированной гидроциклонной установки «CONTICLASS SYSTEM®», работающей в замкнутом цикле с шаровой мельницей второй стадии.

Система «CONTICLASS SYSTEM®» включает комплектную поставку «под ключ» насосов, гидроциклонов, пульпопроводов из гибких каучуковых шлангов, запорной и регулирующей арматуры, шкафов управления, системы поддержания давления пульпы на входе в гидроциклон, поддержания уровня пульпы в зумпфе и контроля гранулометрического состава слива гидроциклонов.

Управляющая машина с системой визуализации, как на рабочем месте машиниста мельниц, так и в

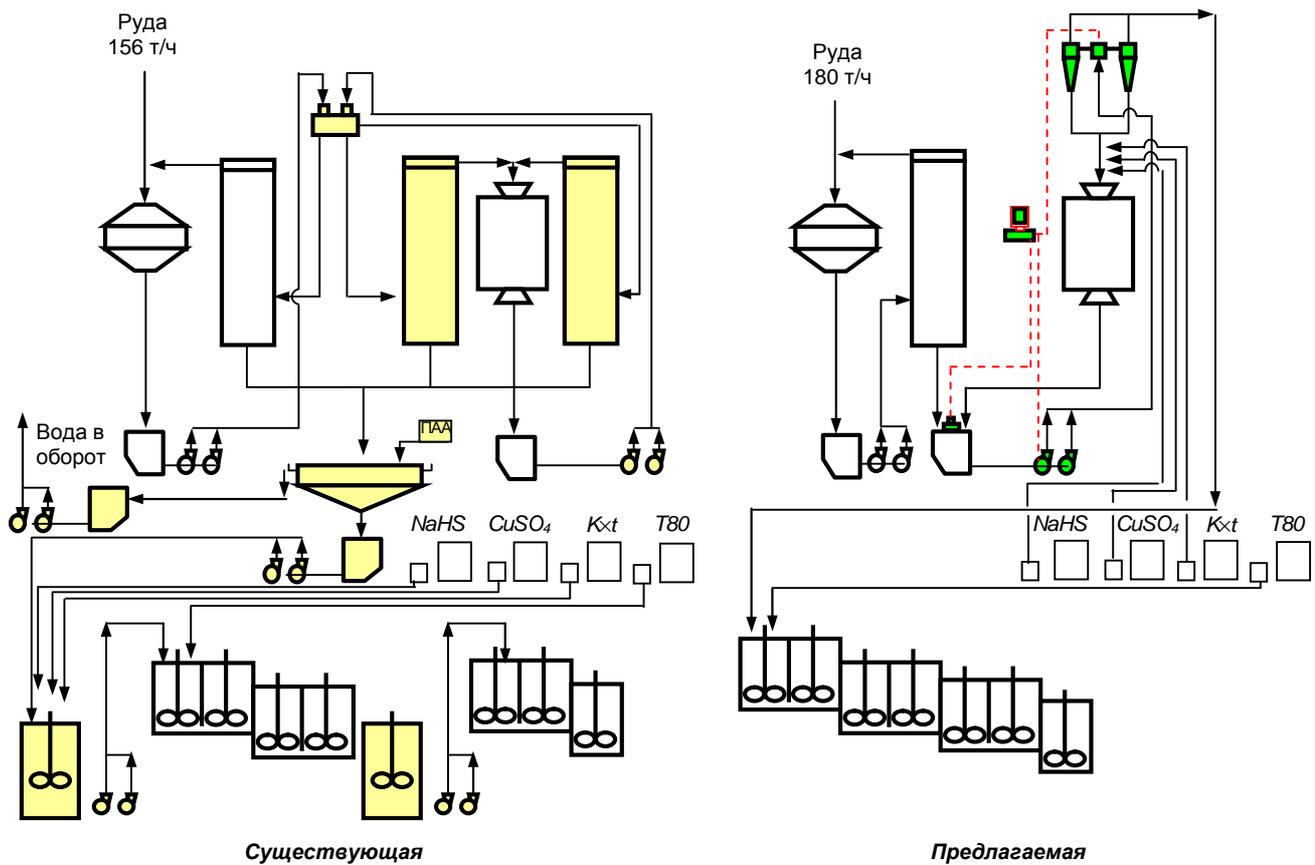


Рис. 1. Схема цепи аппаратов ГМ3-3

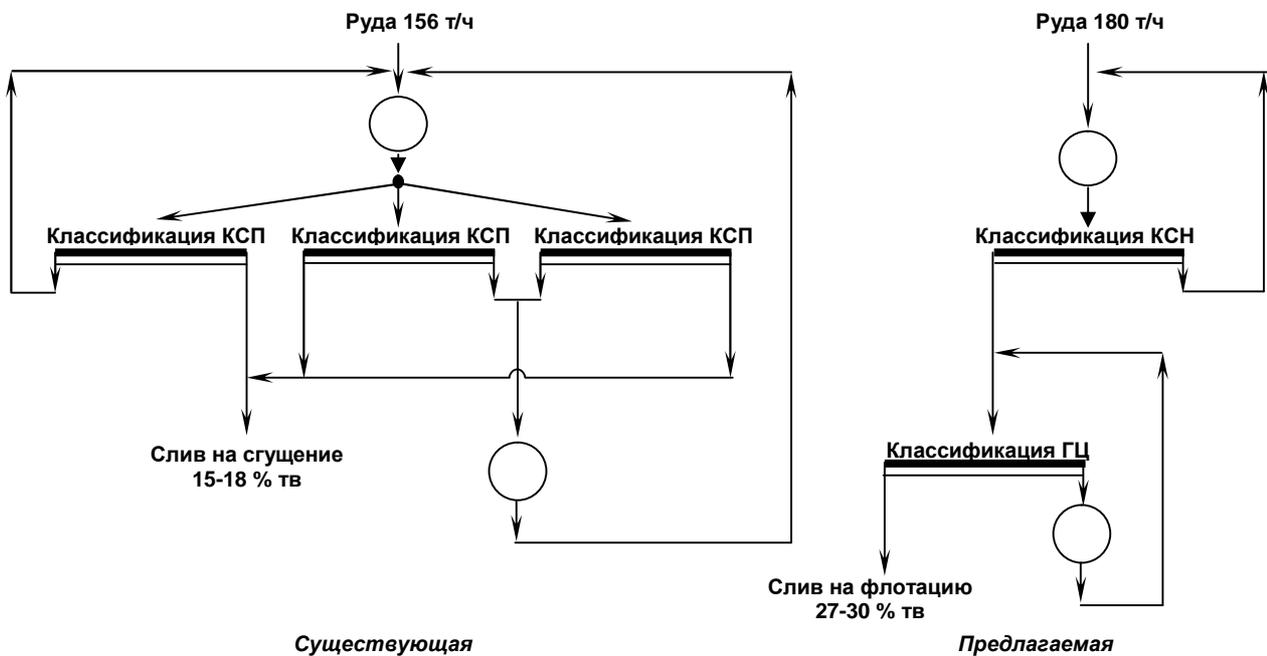


Рис. 2. Технологическая схема ГМ3-3

центральном операторском пункте позволяет оптимизировать процесс измельчения.

Архивирование основных параметров таких, как – потребляемая мощность электродвигателя насоса, скорость вращения электродвигателя насоса, уровень

пульпы в зумпфе насоса, давление пульпы на входе в гидроциклон, количество подаваемой воды в зумпф, плотность пульпы, содержание класса -0,074 мм в сливе гидроциклонов – позволяет анализировать технологические показатели и восстанавливать картину

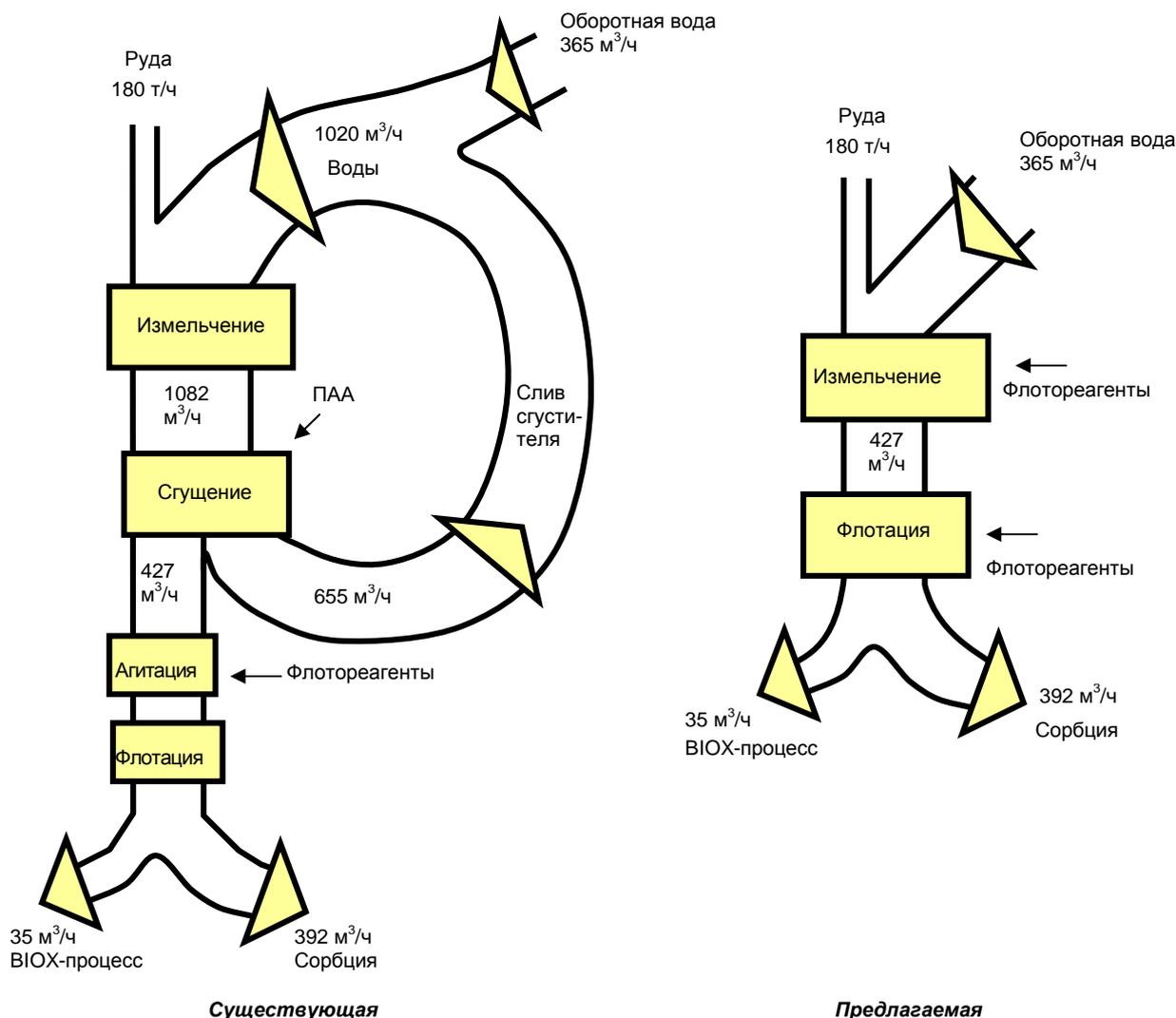


Рис. 3. Схема потоков пульпы измельчения-флотации

прошедших нарушений или отклонений от режима технологического процесса.

При вводе гидроциклонных установок в промышленную эксплуатацию: отрабатываются режимы и проводятся испытания оборудования, корректируются и уточняются расчетные данные с полученными на практике.

Для гидроциклонной установки в условиях ГМЗ-3 необходимо отрабатывать несколько режимов эксплуатации в зависимости от типа поступающей на переработку руды. В настоящее время при переработке окисленных руд переработка составляет 180 т/час. на каждый блок, постепенно при переходе к сульфидным рудам, переработка будет снижена из-за повышения крепости руды, причем гранулометрическая характеристика питания флотации должно оставаться постоянной: содержание класса -0,074 мм -80 %, содержание класса нефлотационной крупности +0,160 мм не более 2-4 %, при содержании твердого 27-30 %.

Возможность получения слива гидроциклонов с содержанием твердого 27-30 % позволяет исключить такую громоздкую и энергоемкую операцию как сгущение. На рис. 3 приведены объемы потоков при существующей технологии и предлагаемой с использованием гидроциклонных установок.

При освоении второй очереди горно-металлургического предприятия и вовлечения руд месторождения Даугызтау, содержащих значительное количество шламов, технология с использованием гидроциклонных установок не чувствительна к колебаниям наличия тонких частиц и выдает постоянное и требуемое содержание готового класса.

Таким образом, применение автоматизированных гидроциклонных установок «CONTICLASS SYSTEM®» позволит не только изменить облик ГМЗ-3, но и сэкономить реагенты, электроэнергию, воду, а также повысить технологические показатели извлечения золота в последующих операциях флотации и бактериального вскрытия сульфидных концентратов.

## РАЗРАБОТКА ИНГИБИТОРА ДЕНДРИТООБРАЗОВАНИЯ ДЛЯ КАТОДНОГО РАФИНИРОВАНИЯ МЕДИ

Гуро В.П., зав. лабораторией цветных металлов Института общей и неорганической химии АН РУз, канд. хим. наук; Штырлов П.Ю., мл. научный сотрудник Института общей и неорганической химии АН РУз; Ибрагимова М.А., ст. научный сотрудник Института общей и неорганической химии АН РУз, канд. хим. наук; Атакузиев А.А., зам. начальника НИО O'ZGEOTEXLITI, канд. хим. наук

На медеплавильном заводе ОАО «Алмалыкский ГМК» товарная медь получается согласно инструкции № ТИ-0338.44.020-2003 при электролитическом рафинировании в присутствии ингибитора дендритообразования «Айна» из раствора состава, г/л: серная кислота 150-190; медь 35-45; мышьяк 1-3; сурьма 0,3-0,8; железо 0,3-0,6; никель 6-16; хлор-ион (мг/л) 25-50. Расход материалов, г/т: желатин 40-70; тиомочевина 35-70: «Айна» 25-30. Получаемая медь сортамента ГОСТ 859-2001 должна быть, согласно ГОСТ 546-2001, «...беспримесной, мелкокристаллической, с поверхностью, свободной от дендритов». Недостатки способа - используемый ингибитор «Айна», импортный и дорогостоящий. Кроме того, существующий контроль товарной меди (по содержанию примесей, размеру кристаллитов и внешнему виду) не предусматривает инструментальной оценки состояния поверхности. В связи с этим, важна разработка: 1) объективных методов оценки ингибирования дендритообразования меди под влиянием различных ПАВ; 2) заменителя «Айна» из местного сырья. При этом, задачи исследования: получить сведения о физико-химических и сравнительных технологических свойствах ряда альтернативных ПАВ, выбрать лучший в качестве заменителя «Айны» и провести его опытно-промышленные испытания в цехе электролиза меди МПЗ АГМК.

Причины появления дендритов известны [1-5]: 1) соосаждение частиц шлама (ПДК в растворе 0,01 г/л); 2) превышение ПДК примесных ионов в растворе, г/л: никеля - 15; железа - 0,8, мышьяка - 1,5, сурьмы - 0,5; 3) нарушение эквипотенциальности и поляризации катода. Выравниванию поверхности меди способствуют реверсирование тока, циркуляция и осветление раствора от шлама, фильтрование и отстой. Из ПАВ распространение получило сочетание желатина и тиомочевины [6]. Выравнивающее действие последней объяснено приближением электродного потенциала меди к точке ее нулевого заряда, при которой максимальна специфическая адсорбция тиомочевины [7-8].

Адсорбция ПАВ в процессе электроосаждения меди проявляется в форме роста катодной поляризации [1-2]: чем эффективней адсорбция, тем больше сдвиг потенциала. Т.к. индивидуальный вклад ПАВ в смеси в величину поляризации неизвестен, то выбор заменителя «Айны» лишь по одному этому признаку некорректен. Оценка его эффективности лишь по внешнему виду тоже непродуктивна, т.к. такой метод субъективен. Для объективного контроля поверхности меди нами созданы новые и использованы известные методы:

1. Измерения микровыравнивающей способности электролита (впервые):

а) «геометрический» метод, основанный на сопоставлении прироста слоя меди на дне «ямки» и прироста на ровной поверхности;

б) «газо-динамический» метод оценки «микровыравнивания» путем измерения шероховатости поверхности относительно стандарта, откалиброванного в единицах  $R_z$  ГОСТ 2789-73.

2. Измерения рассеивающей способности электролита ГОСТ 9.309-86.

3. оценки степени блеска катодной меди (блескомер ФБ-2).

Изготовлена лабораторная установка для исследования электрохимической кинетики осаждения меди и измерения поляризации Cu-электрода в присутствии ПАВ в растворе (потенциостат ПИ-50-1, вращающийся дисковый электрод (ВДЭ)). Использован «базовый» электролит состава, г/л: серная кислота - 170; медь - 40; мышьяк - 1; сурьма - 0,8; железо - 0,3; никель - 10; хлор-ион (мг/л) - 25, расход материалов, г/т: желатин - 45 (0,002-0,004 г/л); тиомочевина - 45 (0,003-0,008 г/л).

В этот «базовый» электролит вводилось испытуемое ПАВ. Температура 60 °С, плотность тока 2,0-2,5 А/дм<sup>2</sup>, время - 1,5-15 суток, перемешивание.

В качестве ПАВ-заменителя «Айна» опробованы следующие вещества на местной сырьевой базе: 1) калиевая соль дистиллированных жирных кислот (ДЖК-К), полученная взаимодействием ДЖК с КОН; 2) ДЖК-Na, полученная взаимодействием ДЖК с NaOH; 3) триэтаноламиновая (ТЭА) соль ДЖК; 4) алкилсульфат натрия (АС-Na), полученный путем этерификации высших спиртов серной кислотой и нейтрализацией NaOH; 5) соли алкиларилсульфоната (ААС), полученные из кубового остатка рафинирования полиэтилена, содержащего до 10 % низкомолекулярных олигомеров этилена (C<sub>14</sub>-C<sub>130</sub>); 6) натриевая соль алкиларилсульфофосфорной кислоты (ААС-Na), полученная сульфированием смеси алкилароматических углеводородов; 7) ингибитор дендритообразования (ИД), на основе отхода нефтепереработки - смеси алкилароматических и гетероциклических углеводородов, путем ее глубокого сульфирования и нейтрализации. Методами масс-спектрометрии этого сырья установлено преобладание в нем 4-5 ядерных ароматических соединений преимущественно периконденсированной структуры. Для снятия ИК-спектров сырья использовали спектрограф UR-20 в области 700-3600 см<sup>-1</sup>. Обнаружены полосы поглощения СН-ароматических

групп (3060 см<sup>-1</sup>), СО-групп ароматических кислот (1720 см<sup>-1</sup>), С-С-ароматического кольца (1600 см<sup>-1</sup>), ароматических колец (1460 см<sup>-1</sup>) и полициклического ароматического скелета (860 см<sup>-1</sup>). ИК-спектры сульфопродукта отличались от спектров сырья. Исчезли полосы поглощения, характерные для карбонильной и карбоксилатных групп.

Результаты сравнительных испытаний вышеуказанных ПАВ разработанными методами приведены в табл. 1, из которой следует, что наиболее высокие показатели выравнивания катодной меди, наряду с базовым электролитом, содержащим «Айна», продемонстрировал раствор с ИД. Лишь немного уступают им ПАВ-8 и ДЖК-К. Хуже показатели у АС-На. Перенапряжение выделения меди было максимальным у ИД и «Айны»: -1,66 В, что говорит о более высокой, чем у остальных, поверхностно-сорбционной активности этих ПАВ.

Выбрана оптимальная концентрация ИД (табл. 2).

Из табл. 2 видно, что при расходе ИД в диапазоне 4,5-10,0 г/т катодной меди (0,005-0,010 г/л) степень шероховатости поверхности минимальна и колеблется в пределах R<sub>z</sub> 5-7 мкм, световое отражение относительно серебряного зеркала составляет 11-15 %. Снижение расхода ИД ниже 4,5 г/т ведет к повышению шероховатости до R<sub>z</sub> 17-22 мкм, снижению светового отражения относительно серебряного зеркала до 5-8 %. Увеличение расхода ИД до 11-20 г/т меди приводит к повышению шероховатости R<sub>z</sub> до 15-24 мкм, снижению светового отражения относительно серебряного зеркала до 6-4 %.

Перенапряжение выделения катодной меди в диапазоне расхода ИД 4,5-10,0 г/т катодной меди было максимальным: -1,66 В (такая же величина отмечена для базового раствора с «Айной» 30 г/т). Снижение или повышение показателя расхода ИД относительно указанного

диапазона приводили к снижению перенапряжения выделения катодной меди до -1,55 В. Изменение концентраций ИД в растворе мало влияло на выход по току меди. Он был равен 92,0-93 % во всех случаях (табл. 2).

Механические свойства рафинированной меди указаны в табл. 3.

Из табл. 3 видно, что содержание ИД 0,006 г/л в базовом электролите обеспечивает стабильную по толщине осадка относительно высокую микротвердость меди, максимальную по сравнению с другими ПАВ. Рентгенографические (ДРОН-2) и металлографические исследования (микроскоп МИМ-7) подтвердили минимальный размер кристаллитов у образцов № 1 и 7, полученных с «Айной» (расход 30 г/т) и ИД (0,006 г/л или расход 5 г/т). Вышеуказанная стабильность твердости меди по толщине косвенно свидетельствует о не включении ИД в материал катодной меди или об отсутствии деструкции ПАВ в процессе электролиза. Предстояло в этой связи изучить влияние ИД и других ПАВ на кинетику осаждения катодной меди.

Она изучалась методом вращающегося дискового электрода (ВДЭ) [4], при этом внимание уделялось механизму действия ПАВ.

На катодных поляризационных кривых, полученных в электролите рафинирования меди в широком температурном диапазоне, наблюдалась волна с вырванным предельным током. Этот результат известен, поэтому влияние ПАВ на их ход исследовано при

Таблица 1

Показатели базового электролита

Наименование электролита	Макрорассеивающая способность, % отн.	Микрорассеивающая способность, г/а	Световое отражение, % отн.	Шероховатость, R <sub>z</sub> , мкм	Перенапряжение, мВ
«Айна»	98-100	0,56-0,62	4,5-15,0	40,0-3,7	-1,66
ДЖК-К	99	0,53	7,5	10,2	-1,13
АС-На	97	0,50	7,0	23,3	-0,82
ДЖК-ТЭА	95	0,43	8	15,5	-1,08
ПАВ-8	99	0,56	12	8,1	-1,08
ИД	99	0,62	15	5,0	-1,66

Таблица 2

Сравнительные испытания ПАВ в базовом электролите рафинирования для выбора оптимальной концентрации ИД

Пример	Введено ПАВ, из расчета г/т меди	Состав, примеси в катодной меди, ГОСТ 859-2001, МОК-1, % масс			Макрорассеивающая способность ГОСТ 9.309-86, %	Микрорассеивающая способность, г/а	Световое отражение (ФБ-2, относительно Ag зеркала), % отн	Выход по току, %	Шероховатость, R <sub>z</sub> ГОСТ 2789-73	Перенапряжение, В
		Cu	S	As						
1	Базовый, ИД = 0	-	-	-	92	0,50	5	93,0	40	- 1,51
2	Базовый, Айна=30	99,997	0,00005	0,0001	99	0,61	12	92,0	5	- 1,66
3	Базовый ИД = 8,0	99,997	0,00005	0,0001	-	-	-	92,5	-	-
4	ИД 1,0	-	-	-	95	0,522	5	92,5	22	- 1,55
5	ИД 4,0	-	-	-	97	0,552	8	92,5	17	- 1,60
6	ИД 4,5	-	-	-	99	0,60	12	92,0	6	- 1,66
7	ИД 5,0	-	-	-	99	0,61	11	92,0	5	- 1,68
8	ИД 8,0	-	-	-	99	0,62	15	92,0	5	- 1,67
9	ИД 9,0	-	-	-	99	0,62	15	92,0	5	- 1,66
10	ИД 10,0	-	-	-	99	0,61	11	92,0	7	- 1,65
11	ИД 10,5	-	-	-	97	0,58	6	92,0	15	- 1,55
12	ИД 11,0	-	-	-	94	0,51	4	92,5	24	- 1,55

Таблица 3

Микротвердость (HV) меди из базового электролита рафинирования в присутствии различных ПАВ

№	Тип электролита	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>			
		1*	2	3	4
1	«Айна», серийн. АГМК	107,50	121,60	139,20	121,60
2	Базовый без ПАВ	103,00	97,15	97,15	95,30
3	ИД, 0,013 г/л	142,50	124,30	105,25	136,00
4	К-ДЖК, 0,013 г/л	118,90	118,90	118,90	124,30
5	Алкилсульф. 0,013 г/л	114,25	107,50	103,00	107,50
6	ОП-10, 0,013 г/л	116,50	124,30	118,90	116,50
7	ИД, 0,006 г/л	121,60	130,00	130,00	130,00
8	ПАВ-8, 0,006 г/л	127,00	118,90	118,90	124,30

\*1, 2, 3 – соответственно, значения HV на глубине 50, 100, 150 мкм; 4 – на глубине 50 мкм в методе «а» микровыравнивания

комнатной температуре. В присутствии использованных ПАВ предельный ток был пропорционален концентрации разряжающихся ионов и корню квадратному из угловой скорости ВДЭ, потому имел диффузионную природу. Следовательно, медь, в условиях рафинирования, осаждалась в диффузионном режиме. Этот процесс осложнен образованием, в качестве промежуточного продукта, одновалентной меди и адсорбцией тиомочевины. Их вклад в кинетику электровосстановления меди, однако, нивелировался сравнительными испытаниями ПАВ в одинаковых условиях.

Выравнивающее действие добавок связано с тем, что их адсорбция на выступах поверхности электрода больше, чем во впадинах вследствие энергетического выигрыша при адсорбции ПАВ на металле и диффузионных затруднений при движении ПАВ вглубь впадин. Включаясь в той или иной мере в осадок, добавка ПАВ расходуется на катоде, поэтому ее концентрация в приэлектродном слое ниже, чем в объеме раствора. Скорость процесса контролируется диффузией ионов меди (II) и выравнивающего агента к поверхности металла. Следствием этого может быть образование дендритов на поверхности меди при нарушении режимов перемешивания раствора, достижения предельной плотности тока или падении концентраций ПАВ, в том числе тиомочевины.

Согласно классификации добавок ПАВ к электролитам рафинирования меди [5], «выравнивателем» в этой системе является тиомочевина, «носителем» - желатина, блескообразователем» - вещества различной природы, в том числе алкиларилсульфонаты и продукты сульфирования смеси ароматических и гетероциклических соединений. Общим свойством большинства выравнивающих агентов является то, что они повышают перенапряжение катодного выделения металла. Эффект перенапряжения отмечен и в присутствии большинства использованных добавок, но максимален он в случае «Айна» и ИД (табл. 1 и 2), поэтому ингибиторы дендритообразования - «Айна» и ИД являются не только «блескообразователями», но и «выравнивателями».

Итак, в результате обоснованного выбора разработанного отечественного ПАВ [9] – ингибитора ИД, а также сопоставительных исследований его технологических свойств, эта присадка продемонстрировала высокие эксплуатационные качества, аналогичные «Айне». Был разработан способ подавления дендритообразования на поверхности катодной меди путем выбора ИД, его оптимальной концентрации и режима применения в составе ванн рафинирования меди. Поэтому эта присадка была рекомендована к сравнительному опытно-промышленному испытанию на АГМК, проведенному в период 2004-2005 гг. в электролизном цехе МПЗ на опытной линии № 5, с расходом 5-6 г ИД /т (в серийных ваннах расход «Айны» 25-30 г /т) меди, в промышленных ваннах общим объемом 25-50 м<sup>3</sup>.

В результате испытаний ингибитора ИД, промышленных испытаний, в цехе электролиза меди № 7 МПЗ АГМК подтвержден разработанный способ подавления дендритообразования меди путем ввода в состав электролита (0,005-0,010 г/л) ИД, с расходом 5-6 г ИД /т меди, взамен «Айны». Полученная рафинированная медь в обоих электролитах (опытном, с ИД и контрольном, с «Айна») удовлетворяет требованиям ТИ-48-0338-44.020-91, ГОСТ 546-2001 к товарной электролизной меди.

Итак, подтверждена возможность импортозамещения одного из органических компонентов раствора ванны рафинирования меди - «Айна» на отечественный – ИД с одновременным подавлением дендритообразования - дефекта процесса электролиза меди, выделяемой на катоде из электролита рафинирования меди. Местного сырья, необходимого для производства ИД, достаточно для обеспечения потребности АГМК в стабильном по технологическим свойствам ПАВ.

#### Список литературы:

1. Полукарпов Ю.М., Гамбург Ю.Д. // *Электрохимия*. 1966. Т. 2. с. 487.
2. Полукарпов Ю.М., Семенов З.В. // *Электрохимия*. 1976. Т. 12. с. 1153.
3. Щербаков И.Г., Агафонов И.А. // *Журн. физ. химии*, 28, 865 (1954).
4. Плесков В., Филиновский В. Ю. *Вращающийся дисковый электрод*. М.: Наука, 1972. с. 225.
5. Лейснер П. // *Гальванотехника и обработка поверхности* (г. Москва), 1994. Том 3, №3. с. 20-24.
6. Левин А.И. *Электролитическое рафинирование меди*. М.: Металлургиздат, 1963. 219 с.
7. Лебедева В.Н., Поперека М.Я. // *Электрохимия*. 1968. Т. 4, в.1, с.79-81.
8. Лукьянова Ю.В., Каверский Н.Я. // *Электрохимия*. 1971. Т. 7, вып.12, с. 1784-1788.
9. Гуро В.П., Ибрагимова М.А., Штырлов П.Ю., Хамраев С.С., Агзамходжаев А.А. *Разработка импортозамещающих ПАВ для электролита ванны рафинирования меди АГМК / В Материалах конференции «Современное состояние процессов переработки нефти» - г. Уфа (Россия), 2004. с. 207-208.*

# ИССЛЕДОВАНИЕ ПО ГРАВИТАЦИОННОМУ ИЗВЛЕЧЕНИЮ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДОВ ИЗ СМЕШАННЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ «КОКПАТАС» И «ДАУГЫЗТАУ»

Эргашев У.А., зам. главного инженера ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; Кривошеев Г.С., руководитель группы опытно-технологической лаборатории ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК

Золотосодержащие руды месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» имеют аналогичное строение и состав, близость характера золота с преобладанием тонких и весьма тонких частиц, наличие рудных образований с различной степенью окисления. По информации, представленной в [1], на месторождениях выделяется два геолого-минералогических типа руд: окисленные и сульфидные. Работой [2] установлено, что рудные тела как сульфидных, так и окисленных руд не имеют четких геологических границ, отличаются сложной линзообразной формой с раздувами и пережимами, степень окисления руд изменяется с

Следует отметить, что изучение характера нахождения сульфидов в пробах смешанных руд свидетельствует о том, что данные руды представляют собой самостоятельный генетический тип полуокисленных руд, а не механическую смесь первичных и полностью окисленных руд [2]. В смешанных рудах присутствуют все фазовые состояния сульфидов: от практически неизмененных до полностью окисленных зерен с промежуточными соотношениями массы гидроксидов железа и сульфидов в зернах. Такое представление о смешанных рудах месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» допускает возможность повышенных потерь металла при обработке указанных руд по рекомендуемой для них технологии – флотация + цианирование флотационных хвостов. Это вытекает из общеизвестного факта, что сульфиды, покрытые поверхностными пленками и корочками, трудно извлекаются флотационным методом. В то же время указанные минеральные образования представ-

ленных потерь металла при обработке указанных руд по рекомендуемой для них технологии – флотация + цианирование флотационных хвостов. Это вытекает из общеизвестного факта, что сульфиды, покрытые поверхностными пленками и корочками, трудно извлекаются флотационным методом. В то же время указанные минеральные образования представ-

**Таблица 1**  
Результаты прямого цианирования смешанных руд месторождения Кокпатас (пробы паспортизации в период 2003-2004 гг.)

Краткая визуальная характеристика материала проб	Содержание Au, г/т		Извлечение, %
	исх.	хв.	
Серые и темно-серые алевролиты	2,11	1,12	47,7
Темно-серые алевролиты	2,12	1,20	43,4
Серые песчаники с прослоями алевролитов	2,25	1,11	50,7
Серые и бурые песчаники	2,75	1,05	62,0
Бурые песчаники	1,19	0,41	65,5

глубиной постепенно. В связи с чем выделяется отдельная категория смешанных руд.

Основное количество золота в окисленных рудах обоих месторождений представлено цианисторазводимыми формами, в сульфидных рудах – упорными формами, главной из которых является тонкая вкрапленность золота в сульфидах железа (пирит, арсенопирит). Смешанные руды в этом плане занимают промежуточное положение и характеризуются наличием как цианируемого, так и упорного золота. При этом, причиной упорности золота в цианистом процессе могут являться и сульфидные и окисленные минералы железа.

Доля так называемых смешанных (полуокисленных) руд в сырье, поступающих на гидрометаллургический завод № 3 (ГМЗ-3) НГМК, с каждым годом планомерно возрастает. Это приводит к снижению показателей извлечения металла по существующей на заводе технологии прямого цианирования, предназначенной для переработки полностью окисленных и легкоцианируемых руд (табл. 1).

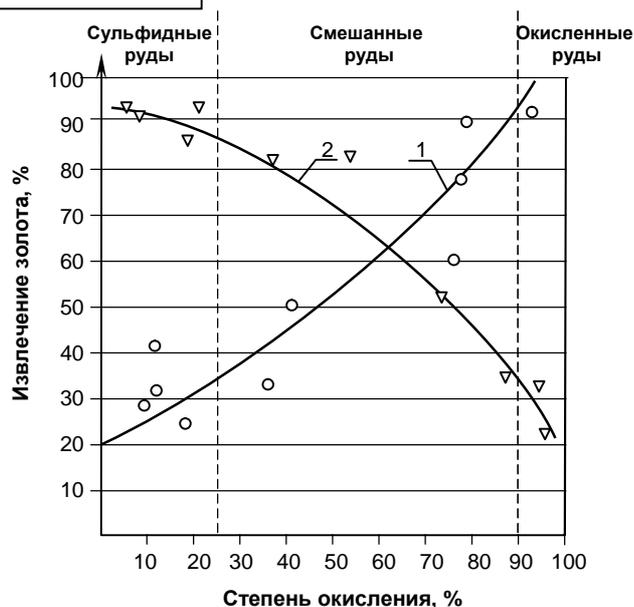


Рис. 1. График зависимости извлечения золота при цианировании (1) и флотации (2) от степени окисления сульфидов в рудах (по данным ИРГИРЕДМЕТ)

ляют определенную сложность и для процесса циани-

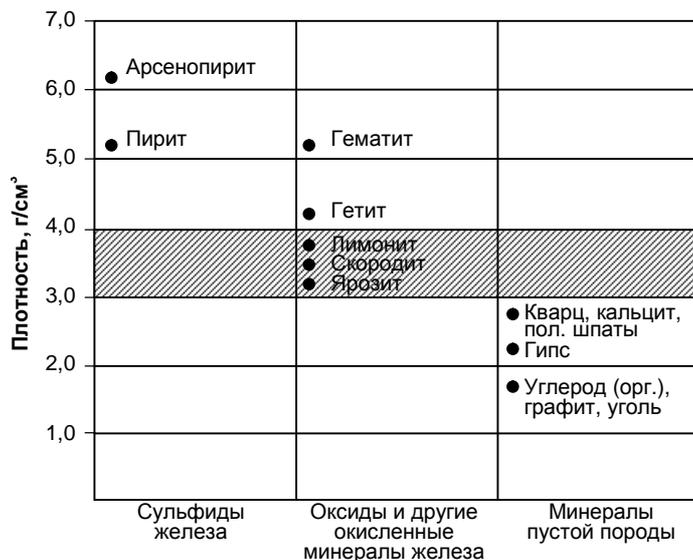


Рис. 2. Шкала обогатимости минералов гравитационным методом. Зона штриха – граничные значения плотности

рования (рис. 1). В этом плане представляет интерес изучение возможности извлечения упорного золота из смешанных руд месторождений «Кокпатаг» и «Даугызтау» с использованием методов гравитационного обогащения. Объективной предпосылкой к этому является то, что плотность золотосодержащих минералов – сульфидов и гидроксидов железа примерно в 1,5-2 раза превышает плотность породообразующих минеральных компонентов. Возможности гравитационного отделения указанных выше золотосодержащих минералов от породообразующих компонентов в рудах Кокпатагского и Даугызтауского месторождений иллюстрируется диаграммой на рис. 2, составленной на основании данных, приведенных в литературных источниках [3, 4].

С целью уточнения технологических показателей извлечения упорного золота из смешанных руд Кокпатагского и Даугызтауского месторождений с использованием методов гравитационного обогащения в опытно-технологической лаборатории ГМЗ-3 проводились исследования (табл. 2-5). Объектом исследований явились пробы руд, поступающие на завод по

линии паспортизации за период IV квартал 2003 г. и I квартал 2004 г. Химический и минералогический состав проб руды представлены в табл. 2, 3 (анализы выполнены в ЦФХЛ Северного рудоправления и ЦНИЛ НГМК).

Предполагалось, что включение в схему ГМЗ-3 операции гравитационного обогащения, дополнительно к цианированию (до или после его) позволит вывести значительную часть упорного золота в концентраты и тем самым снизить безвозвратные его потери с хвостами. Концентраты могут быть заскладированы на временное хранение в специальных хранилищах для их переработки в последствии с применением проектируемой технологии ВЮХ.

Главной задачей этих исследований является оценка эффективности применения процесса гравитационного обогащения в условиях действующего на ГМЗ-3 производство, которое определяется величиной дополнительно извлекаемого из руды упорного золота. Этим процесс гравитации на ГМЗ-3 по своей целевой направленности существенно отличается от процессов гравитационного обогащения руд на подавляющем большинстве других золотодобывающих предприятий, где основной задачей является выведение из руды крупного свободного золота в головке технологического процесса с получением максимально обогащенных продуктов («золотых головок»), пригодных для плавки на сплав Доре.

Для проведения исследований бы-

Таблица 2  
Химический состав смешанных руд

Элемент	Содержание, %
Fe <sub>общ.</sub>	6,30-8,70
Fe <sub>сульфид.</sub>	0,53-2,86
S <sub>общ.</sub>	0,87-1,53
S <sub>окисл.</sub>	0,55-0,81
As <sub>общ.</sub>	0,30-0,97
C <sub>общ.</sub>	0,69-1,38
C <sub>орган.</sub>	0,37-0,45
CaO	2,83-4,83
MgO	2,10-3,97
Au <sub>циан.</sub> , г/т	сред. 2,24

Таблица 3  
Минералогический состав смешанных руд

Минералы	Содержание, % (среднее значение)
Кварц	23,7
Полевые шпаты	3,8
Карбонаты	7,7
Сульфиды	0-0,27
Глинисто-слюдистые минералы	53,9
Углеродистые вещества	0,98
Лимонит, скородит, ярозит	7,8

ло применено простейшее устройство – шлюз. Лабо-

Таблица 4  
Результаты гравитационного обогащения смешанных руд

№ пробы	Масса исходной пробы, г	Выход гравиконцентрата, %	Содержание Au, г/т			Извлечение в гравиконцентрат, %
			исх.	гравиконцентрат	хвосты гравитации	
1	6000	7,4	2,29	6,54	1,95	21,2
2	6000	5,6	1,98	4,86	1,81	13,7
3	6000	4,6	2,19	4,10	2,10	8,7
4	6000	2,0	2,06	14,5	1,77	14,3
5	6000	1,8	4,18	20,37	3,89	8,7

Таблица 5

Результаты цианирования хвостов гравитации и прямого цианирования исходной пробы

№ пробы	Наименование продукта	Содержание Au, г/т	Выход продукта, %	Цианирование		Сквозное извлечение при 93%* извлечения Au из концентрата	Прирост извлечения золота, %
				содержание Au в хвостах, г/т	извлечение, %		
1	Исходная проба	2,29	100	1,12	51,5	66,5	15,4
	Гравиконцентрат	6,54	7,4				
	Хвост	1,95	92,6	0,79	59,5		
2	Исходная проба	1,98	100	0,92	53,4	65,2	11,8
	Гравиконцентрат	4,86	5,6				
	Хвост	1,81	94,4	0,71	60,8		
3	Исходная проба	2,19	100	0,82	62,5	68,0	5,5
	Гравиконцентрат	4,1	4,6				
	Хвост	2,1	95,4	0,72	65,7		
4	Исходная проба	2,02	100	0,71	64,8	73,7	8,9
	Гравиконцентрат	14,5	2,0				
	Хвост	1,77	98,0	0,52	70,6		
5	Исходная проба	4,18	100	1,07	74,4	81,9	7,5
	Гравиконцентрат	20,37	1,8				
	Хвост	3,88	98,2	0,75	80,6		

\* Проектом ВЮХ предусмотрено 93 % извлечения золота из концентрата

торный шлюз представляет собой желоб длиной 1,3 м. Дно шлюза для извлечения тяжелых минералов с небольшим содержанием в руде покрывалось парусиной. На таких шлюзах обычно рекомендуется обогащать материал мельче 0,1 мм [5]. В данных исследованиях крупность обогащаемого материала составило 75-80 % класса меньше 0,074 мм.

Исследования выполнены по схеме приведенной на рис. 3. Опыты по гравитации проводились более чем на 30 пробах. В табл. 4 приведены результаты опытов наиболее характерных проб, из которых видно, что извлечение золота в концентрат составило 8,7-21,2 % при его выходе 1,8-7,4 % и содержании золота 4,10-20,37 г/т. Результаты цианирования хвостов гравитации и сопоставление их с результатами прямого цианирования исходных проб представлены в табл. 5. В ней видно, что применение гравитационного обогащения в голове процесса позволяет достичь прироста извлечения золота за счет снижения потери упорного золота с хвостами прямого цианирования.

Таким образом, с учетом существующей на ГМЗ-3 технологии (прямое цианирование руды), главным критерием эффективности гравитационного процесса следует считать доизвлечение из руды упорного, т.е. нецианируемого золота. По результатам проведенных исследований величина дополнительно извлекаемого золота составила 5,5-15,4 %.

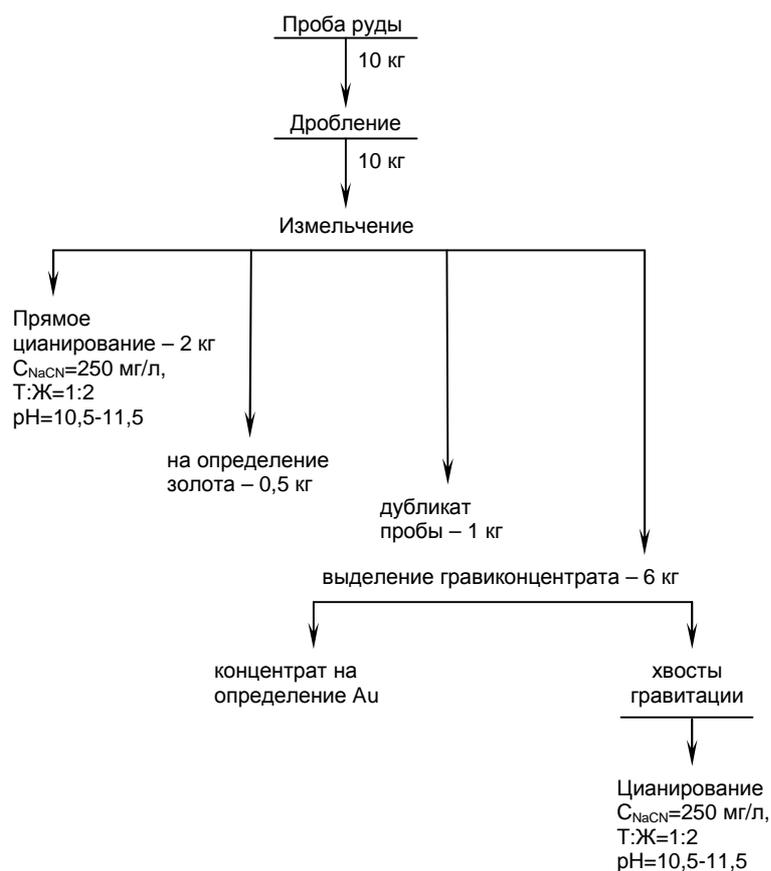


Рис. 3. Схема выделения гравиконцентрата

Возможность доизвлечения упорного золота из смешанных руд гравитационным методом подтверждена исследованиями, проведенными в ИРГИРЕД-МЕТ на пробах месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» [6]. Данный эффект по результатам этих исследований определяется величиной от 2 до 7 %.

Список литературы:

1. Новиков В.В., Рубцов С.К., Иноземцев С.Б., Филь В.И. Объединенный горно-металлургический комплекс Кокпатас-Дауызынтау. Горный журнал № 8, 2003, 31-35 с.
2. Результаты исследований по изучению вещественного состава, типизации и технологии переработки золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Дауызынтау: Аналит. обзор / ОАО Иргиредмет – Иркутск, 2001, 387 с.
3. Барский Л.А., Данильченко Л.М. Обогащаемость минеральных комплексов. М.: Недра, 1977, 240 с.
4. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. М.: Недра, 1980, 399 с.
5. Зеленов В.И. Методика исследований золото- и серебросодержащих руд. М.: Недра, 1989, 112 с.
6. Проведение исследований и разработка технологии по гравитационному извлечению золотосодержащих сульфидов при переработке смешанных руд Кокпатаского и Дауызынтауского месторождений с целью вовлечения в переработку упорных труднообогащаемых руд. Отчет о НИР, ОАО Иргиредмет, 2004 г.

УДК 681.51:622.735

© Черкасов В.Ю., Гуцев И.Н., Клиневски З.Я. 2005 г.

## ОПТИМИЗАЦИЯ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И КЛАССИФИКАЦИИ В УСЛОВИЯХ ГМЗ-2

Черкасов В.Ю., начальник ПТО ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Гуцев И.Н., начальник бюро АСУ ГП ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Клиневски З.Я., начальник отдела системотехники фирмы «Engineering Dobersek GmbH», Германия

Целью оптимального управления процессом измельчения и классификации цеха измельчения ГМЗ-2 является максимально возможная переработка руды при обеспечении заданного качества её помола. Сама задача, при этом, сводится к нахождению оптимального управления, которое переводит систему из текущего состояния в требуемое, минимизируя заданный интегральный критерий качества.

Концепция построения системы управления процессом измельчения и классификации принята на основании следующих двух условий:

Первое, - построение стандартной системы управления в виде локальных контуров автоматического регулирования отдельных параметров (плотность слива спирального классификатора, гидроциклона, мельниц первой и второй стадий измельчения и т.д.) на базе «жесткой» логики типа «задание – фактическое значение – рассогласование – регулирующее воздействие» заведомо не обеспечивает оптимальности управления в силу специфики условий производственного процесса, в частности, - значительной нестабильности вещественного состава, крупности и других технологических свойств поступающей на переработку руды.

Второе, - на ГМЗ-2 имеется достаточно продолжительный опыт эксплуатации поставленных фирмой «Engineering Dobersek GmbH» гидроциклонных установок «CONTICLASS® SYSTEM». При этом, программа управления этими установками, построенная на основе SCADA-систем «WinErs», не только обеспечивает собственно управление насосным оборудованием и гидроциклонами, но также осуществляет контроль, визуализацию и архивирование параметров работы основного оборудования мельничного блока, в связи с чем наиболее разумным представляется построение системы автоматизированного управления

процессом измельчения и классификации как минимально необходимое расширение уже существующей системы.

В силу первого условия принято целесообразным построение системы управления процессом измельчения и классификации на базе искусственного интеллекта (нейронные сети).

Нейронные сети - исключительно мощный метод моделирования, позволяющий воспроизводить чрезвычайно сложные зависимости. При этом, от пользователя, конечно, требуется какой-то набор эвристических знаний о том, как следует отбирать и подготавливать данные, выбирать нужную архитектуру сети и интерпретировать результаты, однако, уровень знаний, необходимый для успешного применения нейронных сетей на процессе измельчения и классификации в условиях ГМЗ-2, гораздо скромнее, чем, например, при использовании традиционных методов статистики.

Исходя из второго условия для использования принята разработанная на основе хорошо зарекомендовавшей себя SCADA-система «WinErs» экспертная система управления GrindEXPERT, в качестве интеллектуальной части которой используется платформа «NeuroModel» фирмы ATLAN-tec, являющаяся лидером в области нейросетей в Германии. Программа «NeuroModel» обладает целым рядом свойств, привлекающих с точки зрения их практического использования на процессах измельчения и классификации в условиях ГМЗ-2:

- сверхвысокое быстродействие за счет использования массового параллелизма обработки информации;
- толерантность к ошибкам: работоспособность сохраняется при повреждении значительного числа нейронов;

- способность к обучению, программирование вычислительной системы заменяется обучением;
- способность к распознаванию образов в условиях сильных помех и искажений.

Общая структура системы оптимального управления приведена на рис. 1.

Сам процесс создания системы управления процессом измельчения и классификации в условиях ГМЗ-2 состоит из трех основных этапов:

- **первый этап** – максимальное расширение существующей программы управления гидроциклонными установками «CONTICLASS® SYSTEM»;

- **второй этап** – запуск системы «NeuroModel» с целью построения математической модели и определения степени влияния контролируемых параметров на качество помола и производительность мельничного блока по исходной руде;

- **третий этап** – исключение из системы оборудования для измерения таких параметров работы блока, значения которых можно определять вычислениями и запуском системы в минимально необходимой (и, следовательно, самой дешевой) конфигурации.

Сокращение множества параметров и входных сигналов является одним из этапов нейросетевого моделирования и преследует несколько целей:

- упрощение специализированных технических устройств, в частности, седиментационных гранулометров – очень сложных в эксплуатации и достаточно дорогостоящих;
- сокращение объема используемой памяти и увеличение быстродействия нейросети;
- удешевление и упрощение сбора данных за счет отбрасывания наименее значимых;
- облегчение явной вербальной интерпретации процесса и результатов обработки данных.

С точки зрения пользователя особенно важны две последние цели. Сокращение объема данных уменьшает затраты на самый трудоемкий процесс – сбор данных; возможность явной вербальной интерпретации – новое свойство нейросетей, в результате которого появляется возможность приведения структуры нейронной сети к понятному и допускающему осмысленный пересказ виду. Первые два из перечисленных этапов представляет собой достаточно серьезную задачу, поэтому рассмотрим их более подробно.

### Первый этап

Существующая система управления гидроциклонными установками «CONTICLASS® SYSTEM» обеспечивает программное управление пуском и остановкой насосов, а также переход с работающего насоса на резервный и обратно. При этом, управление про-

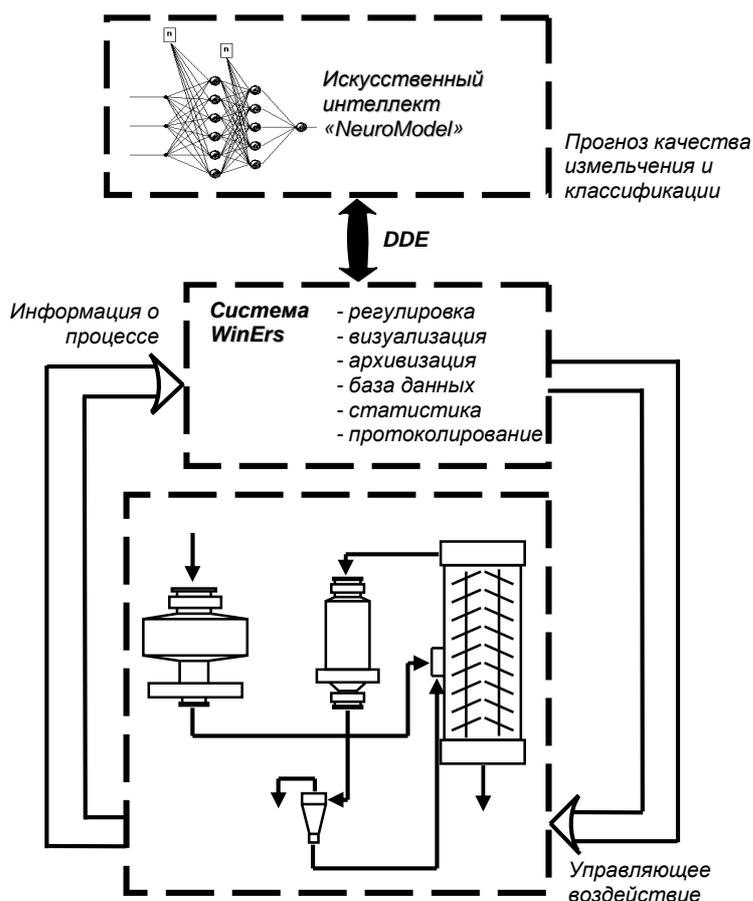


Рис. 1. Структура системы управления процессом измельчения и классификации

цессом классификации в гидроциклонах осуществляется следующими контурами регулирования:

- скорости вращения насоса, что предотвращает его кавитационный износ и поддержание в зумпфе постоянного уровня;
- подачи воды в зумпф, что обеспечивает оптимальную плотность питания гидроциклона.

Диаграмма программного самописца, отображаемого на мониторе непосредственно на рабочем месте машиниста мельниц, служит для общей оценки технологического процесса измельчения и классификации и отображает, в том числе, и следующие технологические параметры:

- плотность текущей переработки руды;
- сигнал шумомера;
- расход воды в мельницу первой стадии;
- расход воды в мельницу второй стадии;
- давление на входе гидроциклонной батареи, находящейся в данный момент в работе;
- слива гидроциклонов;
- плотность слива классификатора.

Кроме этого, на мониторе отображаются температура коренных подшипников мельниц 1-ой и 2-ой стадии и подшипников их приводов, окна сообщений об ошибках и основных событиях в работе гидроциклонной установки и некоторая другая информация.

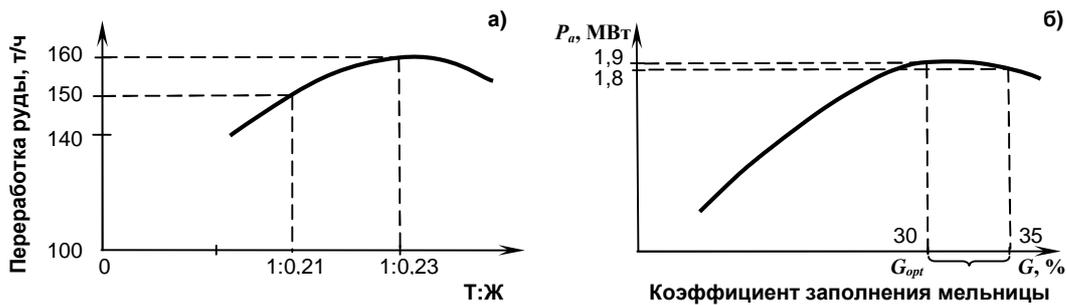


Рис. 2. Зависимости пропускной способности мельницы I стадии измельчения от плотности ее разгрузки (а) и потребляемой мощности привода от уровня заполнения барабана (б)

SCADA-система WinErs v.4.2A-Professional при программной загрузке на 1-6 % обрабатывает блок - структуры на скорости 1-5 мс. Минимальная скорость обработки при полной загрузке 0,1 с. Технология OPC обеспечивает возможность использования в системах на базе WinErs контроллеров ADAM-4000. OPC (OLE for process control) является стандартным интерфейсом для связи между программным обеспечением SCADA и различными контроллерами и устройствами ввода-вывода. OPC-сервер (драйвер) фирмы Advantech полностью соответствуют спецификации OPC и позволяют подключать контроллеры ADAM-4000 к SCADA-программе WinErs v.4.2A-Professional, установленной на главном управляющем компьютере.

Устройства серии ADAM-4000, предназначенные для построения территориально-распределенных систем сбора данных и управления, обеспечивают выполнение следующих функций:

- аналоговый ввод-вывод;
- дискретный ввод-вывод;
- первичное преобразование информации;
- прием команд от удаленной вычислительной системы и передача в ее адрес преобразованных данных с использованием интерфейса RS-485.

Для стыковки интерфейса RS-485 с интерфейсом RS-232 используется модуль фирмы ADVANTECH PCL-743/745 Dual-port RS-422/485 Interface Card.

Устройства серии ADAM-4000 объединены в многоточечную сеть на базе интерфейса RS-485. Каждый ADAM-4000 использует 2-проводную линию для свя-

зи с системой управления гидроциклонными установками по мультиабонентским сетям на базе интерфейса RS-485. Для подключения источников сигналов используется терминальный соединитель с винтовой фиксацией, обеспечивающий возможность оперативного присоединения и повышенные удобства при обслуживании.

Некоторые основные характеристики процесса измельчения в условиях ГМЗ-2, используемые в алгоритмах управления приведены на рис. 2, 3.

При использовании OPC-сервера для последовательного интерфейса, такого как RS-485, форматы передачи и протоколы формируются программным способом, что не позволяет получить высоких скоростей обмена и увеличивает время обмена до 3-4 с. Поэтому, для обеспечения высоких скоростей обмена по последовательному интерфейсу RS485 между экспертной системой «GrindExpert» созданной в SCADA-системе WinErs v.4.2A-Professional и контроллерами ADAM4000, OPC-сервер заменили на ADAM4000.drv, что позволило получить скорость обмена в диапазоне 0,3÷0,5 с. Использование протокола TCP/IP обеспечивает возможность работы с данными технологического процесса в реальном времени с любого узла локальной вычислительной сети ГМЗ-2, а также дистанционное управление процессом.

При создании экспертной системы GrindExpert путём расширения программы управления гидроциклонными установками «CONTICLASS® SYSTEM» в систему добавлены следующие локальные контуры

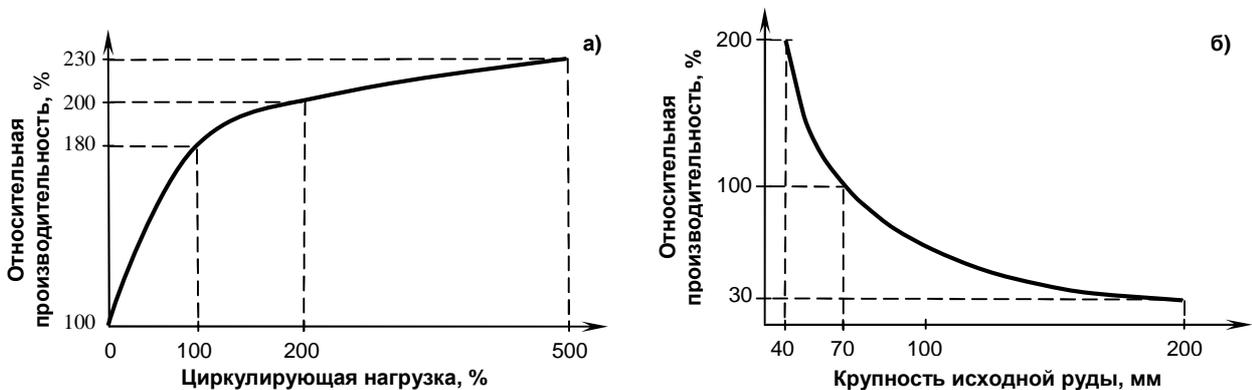


Рис. 3. Зависимости относительной производительности мельницы II стадии измельчения от циркулирующей нагрузки (а) и производительности мельницы I стадии измельчения от крупности руды (б)

регулирования:

- стабилизация коэффициента заполнения мельницы первой стадии в пределах 30-37 %, при этом подача руды регулируется в пределах 120-170 т/ч;
- предотвращение глубоких перегрузов мельницы первой стадии по шуму путём своевременного снижения переработки руды: при достижении значения шумомера 40 % мельница автоматически переходит в режим выработки, снижая подачу руды на 50 т/ч;
- стабилизация соотношения Т:Ж в мельнице первой стадии на уровне 1:0, 23;
- стабилизация плотности слива спирального классификатора на уровне 1110-1130 г/л;
- переключение вибропитателей в автоматическом режиме.

Уровень руды в аккумулирующих бункерах измеряется ультразвуковыми датчиками повышенной мощности и большого диапазона измерения, установленных в верхней точке бункера. Сигналы уровня над отдельными вибропитателями передаются на управляющий компьютер мельничного блока и по сети Ethernet на отдельный компьютер в ЦДП. Выбор и управление его работой осуществляет экспертная система «GrindExpert». Уровень заполнения бункеров над каждым вибропитателем и количество руды в бункере отображается на экране компьютера управления блоком, на компьютере в центральном диспетчерском пункте, центральной базе данных и архивируется на жёсткий диск.

Для измерения активной мощности мельниц I и II стадий измельчения использована существующая схема. Измерения активной мощности электродвигателей классификаторов представляют собой дополнительную информацию о песковой нагрузке классификаторов. Общая циркулирующая нагрузка программно вычисляется из баланса по твёрдому продукту технологического процесса. Уровни шума мельниц I и II стадии определяются стандартным шумомером. Для измерения крупности руды используется ультразвуковой датчик, установленный над конвейером подачи руды в мельницу. Аналоговый сигнал с датчика со скоростью 200 мс подаётся на плату аналогового ввода APCI-3001 ADDI-DATA и используется после программной обработки SCADA-системой «WinErs» как дополнительный корректирующий сигнал на адаптивный регулятор подачи руды в мельницу.

Расход пульпы из зумпфа II стадии измельчения и объём промпродукта из ванны классификатора определяются индукционными расходомерами с износоустойчивой резиновой футеровкой. Расход пульпы из зумпфа I стадии измельчения вычисляется из расхода воды и подачи руды в мельницу I стадии измельчения.

Крупность продуктов измеряется седиментационными гранулометрами конструкции фирмы «Engineering Dobersek GmbH».

Для измерения и контроля температуры, защиты от перегрева подшипников синхронного электродвигателя, подшипников вала-шестерни привода, коренных подшипников мельниц использованы сигналы от существующих датчиков температуры. Эти сигналы отображаются на экране компьютера управления мельничным блоком, на компьютере в ЦДП, центральной базе данных и архивируются на жёсткий диск.

Расход воды в различных точках мельничного блока измеряется индукционными расходомерами с полиуретановой футеровкой.

Наиболее трудоёмкой задачей в ходе первого этапа построения системы оптимального управления процессом измельчения является шкалирование первичных датчиков и верификация их показаний, особенно 4-х седиментационных гранулометров, для получения достоверных данных о тенденции изменения гранулометрического состава продуктов при различных параметрах работы измельчительного и классифицирующего оборудования, т.е. определения экстремальных и оптимальных значений параметров измельчения и классификации, необходимых для создания нейромодели измельчительного и классифицирующего оборудования мельничного блока. В случае отказа от использования гранулометров задачу определения грансостава при создании нейромодели можно решать также лабораторным ситовым анализом, но количество этих анализов слишком большое: один анализ из 4-х точек через каждые 5 мин в течение 5 сут:  $4 \cdot 12 \cdot 24 \cdot 5 = 5760$  ситовых анализов! При этом продолжительность лабораторного анализа составляет ~1 сут, а цикл измерения гранулометра ~3 мин.

## Второй этап

При создании нейронной сети для системы GrindExpert в условиях ГМЗ-2 (рис. 4-7), при помощи программного средства «NeuroModel» Release 2,0 на промышленном компьютере фирмы ADVANTECH IPC-610 с тактовой частотой процессора 1000 МГц, 256 Мб ОП, операционной системой Windows NT, для каждого передела процесса измельчения и классификации создается информационная нейромодель по следующему алгоритму:

1. Запись текущих значений параметров (сигналов измерений и вычислений) из SCADA-системы WinErs Professional v.4,2A в базу данных ACCESS 2000 по протоколу ODBC (Open Database Connectivity) во время работы блока измельчения в различных режимах рудной нагрузки и при различных свойствах измельчаемой руды на протяжении ~5 сут с интервалом от 1 до 5 мин.

2. Автоматическая обработка данных взятых из базы данных ACCESS 2000, которые влияют на работу главных объектов процесса измельчения и классификации:

- мельницы I стадии измельчения;
- мельницы II стадии измельчения;

- ✦ спирального классификатора;
- ✦ гидроциклонных установок с целью определения типичных составов параметров для создания и тренировки объектов нейромодели.

3. Автоматическое создание нейромодели 4 вышеуказанных объектов и их тренировка с целью минимизации ошибки математического моделирования для реальных диапазонов изменений входных и выходных переменных по принципу распространения сигналов ошибки от выходов нейронной сети к ее входам, в направлении, обратном прямому распространению сигналов в обычном режиме работы. Этот алгоритм обучения нейронной сети получил название процедуры обратного распространения.

Данные, подаваемые на вход сети и снимаемые с выхода, должны быть правильно подготовлены. При создании нейронной сети для экспертной системы GrindEXPERT выбран один из распространенных способов – масштабирование:

$$x = (\bar{x} - m)c \quad (1)$$

где  $x$  - масштабированный вектор;

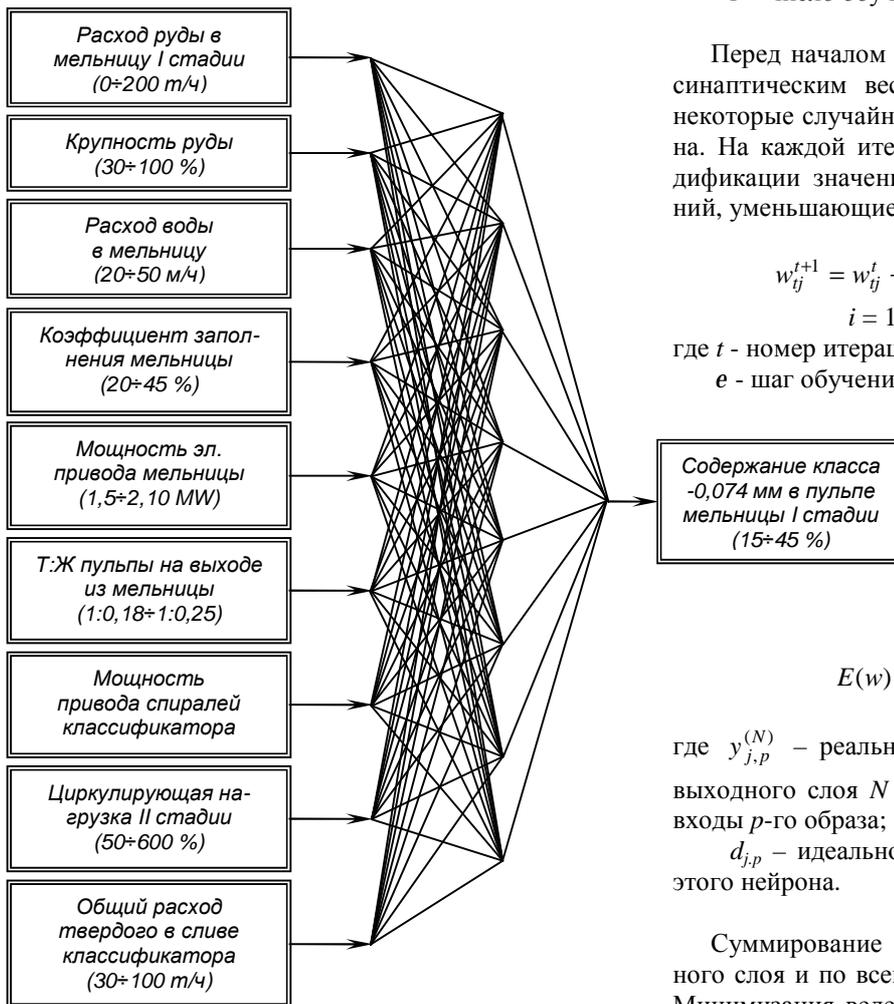


Рис. 4. Схема полносвязной нейронной сети для мельницы I стадии измельчения

- $\bar{x}$  - исходный вектор;
- $m$  - усреднённое значение совокупности входных данных;
- $c$  - масштабный коэффициент.

Масштабирование необходимо, чтобы привести данные в допустимый диапазон. Если этого не делать, то возможно несколько проблем:

- нейроны входного слоя или окажутся в постоянном насыщении ( $m$  велик, дисперсия входных данных мала) или будут всё время заторможены ( $m$  мал, дисперсия мала);
- весовые коэффициенты примут очень большие или очень малые значения при обучении (в зависимости от дисперсии), и, как следствие, растянется процесс обучения и снизится точность.

Обучающая выборка имеет вид:

$$\langle s_1^e s_2^e \dots s_j^e \dots s_N^e \quad V_1^e V_2^e \dots V_t^e \dots V_M^e \rangle \quad (2)$$

где:  $\sigma$  и  $\zeta$  - элемент входного и выходного сигнала, соответственно;

$e$  - номер обучающего примера ( $e = 1, 2, \dots, P$ );

$P$  - число обучающих примеров в выборке.

Перед началом обучения сеть инициализируется - синаптическим весам и смещениям присваиваются некоторые случайные значения из заданного диапазона. На каждой итерации обучения выполняются модификация значений синаптических весов и смещений, уменьшающие функцию ошибки.

$$w_{ij}^{t+1} = w_{ij}^t + dw_{ij}^t = w_{ij}^t - e(\partial D_K^t / \partial w_{ij}), \quad (3)$$

$$i = 1, 2, \dots, M, \quad j = 1, 2, \dots, N$$

где  $t$  - номер итерации обучения,

$e$  - шаг обучения.

Согласно методу наименьших квадратов, минимизируемой целевой функцией ошибки нейронной сети в процессе обучения является величина:

$$E(w) = \frac{1}{2} \sum_{j,p} (y_{j,p}^{(N)} - d_{j,p})^2 \quad (4)$$

где  $y_{j,p}^{(N)}$  - реальное выходное состояние нейрона  $j$  выходного слоя  $N$  нейронной сети при подаче на ее входы  $p$ -го образа;

$d_{j,p}$  - идеальное (желаемое) выходное состояние этого нейрона.

Суммирование ведется по всем нейронам выходного слоя и по всем обрабатываемым сетью образам. Минимизация ведется методом градиентного спуска, что означает подстройку весовых коэффициентов следующим образом:

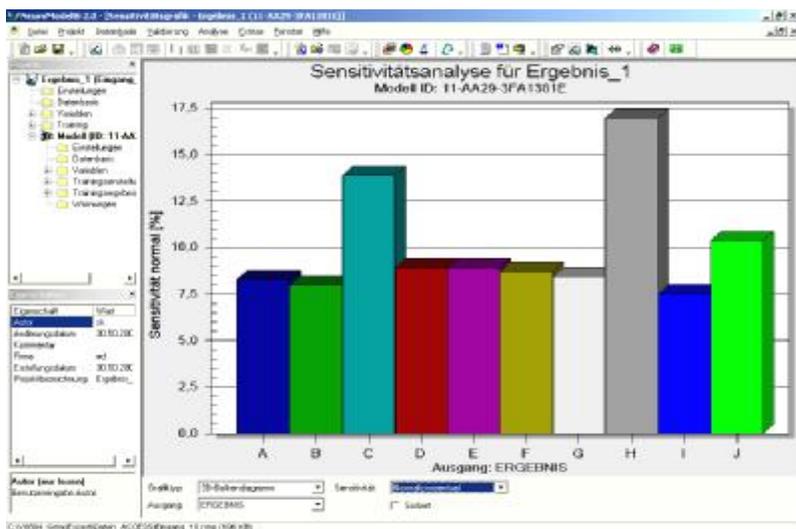


Рис. 5. Пример оценки влияния входных параметров нейронной сети на её выход

$$\Delta w_{ij}^{(n)} = -h \cdot \frac{\partial E}{\partial w_{ij}} \quad (5)$$

где  $w_{ij}$  – весовой коэффициент синоптической связи, соединяющей  $i$ -ый нейрон слоя  $n-1$  с  $j$ -ым нейроном слоя  $n$ ;

$h$  – коэффициент скорости обучения,  $0 < h < 1$ .

Количество входных и выходных нейронов отвечает количеству входных и выходных переменных. Каждый нейрон в сети имеет математические соединения с другими нейронами, входами и выходами. Схема полносвязной нейронной сети для мельницы первой стадии на платформе NeuroModel представлена на рис. 4.

Внешний входной сигнал подается на входы *всех* нейронов сети, выходы *всех* нейронов образуют выходной сигнал сети. Сеть функционирует в течение нескольких тактов. В начальный момент времени выходы всех нейронов равны нулю. В процессе функционирования на входы нейронов подаются выходные сигналы предыдущего такта и внешние входные сигналы.

При обучении нейронной сети основные переменные хранятся в оперативной памяти компьютера. Число основных переменных фиксировано, оно определяется числом настраиваемых параметров сети (весов и смещений). Программа «NeuroModel» Release 2.0 допускает максимально 256 переменных. Основные переменные – это настраиваемые параметры сети (синаптические веса и смещения).

4. Анализ степени влияния входных параметров нейромодели на выходные (рис. 5) и создание 3-мерных графических характеристик нейромодели (рис. 6). В качестве примера на рис. 5 приведены результаты оценки степени влияния входных параметров, таких как:  $H$  – подача исходной руды,  $C$  – крупность руды,  $J$  – отношение твёрдого к жидкому в I стадии измельчения на содержание готового класса в сливе мельницы I стадии измельчения, а на рис. 6 – одна из графических характеристик этой модели.

5. Создание каналов коммуникации между нейромоделями и системой управления GrindExpert по протоколу обмена DDE (Dynamic Data Exchange),

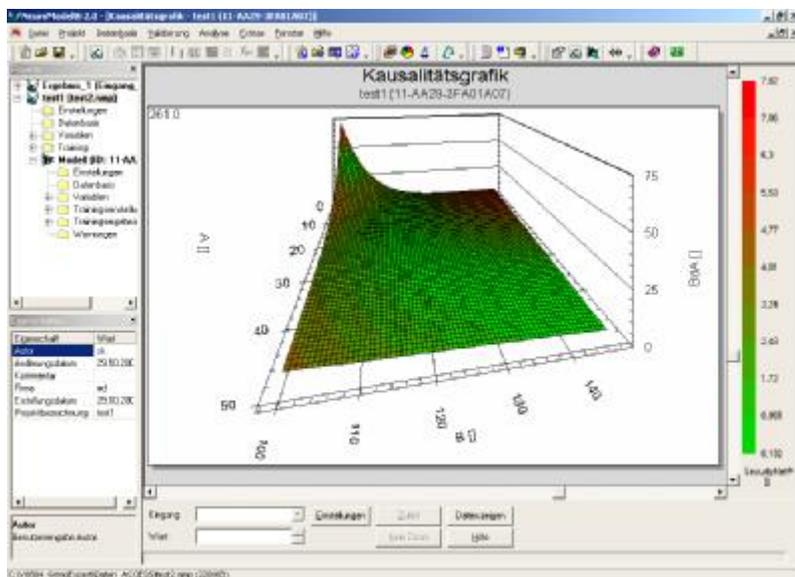


Рис. 6. Трёхмерная графическая характеристика нейромодели

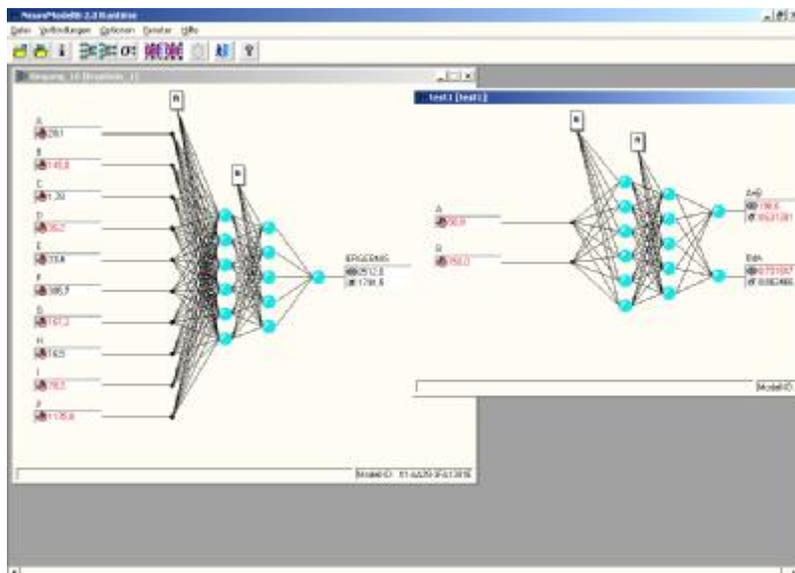


Рис. 7. Работа нейромодели в режиме реального времени

который позволяет двум приложениям обмениваться данными динамически во время выполнения таким образом, что изменения в одном приложении отражаются во втором. При создании экспертной системы GrindExpert DDE-клиентом является «NeuroModel» Release 2.0». В этом случае WinErs является DDE-сервером.

6. Запуск нейромодели в режиме реального времени с помощью программы «NeuroModel RUNTIME», в результате чего выдётся прогноз гранулометрического состава пульпы в режиме реального времени (рис. 7).

7. Сравнение результатов прогноза по содержанию

готового класса <0,074 мм из 4 нейромоделей с данными измерений 4 седиментационных гранулометров и верификация лабораторными анализами.

8. Использование 4 сигналов прогноза количества готового класса на задание регуляторов:

- уровень заполнения барабана мельницы, подача руды и воды в I стадию измельчения (Т:Ж);
- подача воды во вторую стадию измельчения (Т:Ж);
- подача воды в карман спирального классификатора (плотность слива);
- подача воды в зумпф мельницы второй стадии измельчения (плотность слива гидроциклона).

УДК 66.064:669.213

© Черкасов В.Ю., Базаров У.М. 2005 г.

## ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА СОРБЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ В УСЛОВИЯХ ГМЗ-2

Черкасов В.Ю., начальник ПТО ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Базаров У.М., зам. начальника - технолог цеха № 2 ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Как известно, наиболее важным параметром сорбционного процесса является время насыщения или средняя продолжительность пребывания ионита в аппаратах сорбционного выщелачивания, которая представляет собой отношение общего количества находящегося в аппаратах ионита к его потоку в каскаде. При этом, обычно общий объем ионита в каскаде выражают как его отношение к общему рабочему объему аппаратов каскада, называемому единовременной загрузкой ионита.

Время насыщения ионита должно обеспечивать:

- во-первых, необходимую для насыщения ионита продолжительность контакта его с пульпой;
- во-вторых, достаточную высокую скорость сорбции, гарантирующую практически полное поглощение золота ионитом за время прохождения пульпой сорбционных аппаратов [1].

Регулировать время насыщения ионита можно изменяя либо величину его потока в каскаде, либо значение его единовременной загрузки. На практике, ввиду определенной сложности оперативного изменения единовременной загрузки, основным регулирующим фактором в процессе сорбции является поток ионита. При этом, увеличение потока сорбента при прочих равных условиях приводит к снижению содержания целевого компонента в жидкой фазе хвостовой пульпы (а, соответственно, и росту его извлечения) и одновременно к снижению емкости насыщенного ионита на выходе из каскада (и, следовательно, к снижению степени использования его емкости) и наоборот - уменьшение потока сорбента при прочих равных условиях приводит к росту содержания целевого компонента в жидкой фазе хвостовой пульпы (а, соответственно, и снижению его извлечения)

и одновременно к росту емкости насыщенного ионита на выходе из каскада (и, следовательно, к росту степени использования его емкости). Таким образом, в заданных конкретных производственных условиях минимально возможное значение потока ионита в каскаде определяется максимально допустимым содержанием целевого компонента в жидкой фазе хвостовой пульпы, а его максимально возможное значение определяется минимально допустимой емкостью насыщенного ионита или пропускной способностью оборудования и экономической целесообразностью его обработки на последующих переделах.

Влияние единовременной загрузки ионита на параметры работы сорбционного каскада проиллюстрировано на рис. 1. Приведены два варианта положения рабочей линии каскада относительно изотермы сорбции, причем обе рабочие линии имеют один и

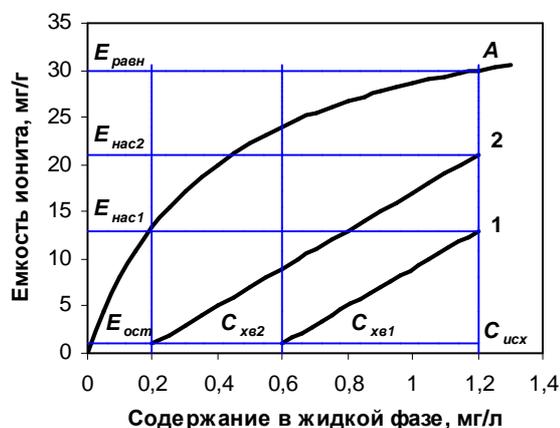


Рис. 1. Зависимость положения рабочей линии от единовременной загрузки ионита

тот же угол наклона, что соответствует постоянному соотношению потоков пульпы и ионита в каскаде. Видно, что при постоянных значениях входных параметров (потоки пульпы и ионита, исходное содержание целевого компонента в поступающих в каскад

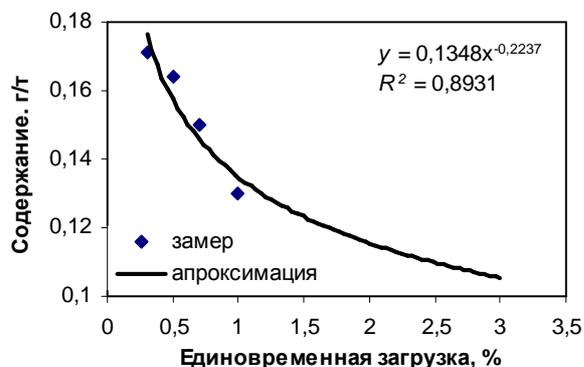


Рис. 2. Зависимость содержания золота в выпаренной пробе хвостовой пульпы от единовременной загрузки ионита в процессе сорбционного выщелачивания

пульпы и ионита) возможны различные значения выходных параметров каскада (содержания целевого компонента в выходящих из каскада пульпе и ионите), при этом положение рабочей линии процесса («высота» ее расположения на рисунке), очевидно, определяется собственно кинетическими характеристиками системы «ионит-раствор», количеством аппаратов в каскаде и единовременной загрузкой смолы в процессе. Отсюда следует, что при прочих равных условиях можно добиться оптимизации параметров процесса сорбции выбором некоторого значения единовременной загрузки ионита в процесс.

Известно, что для переработки рудных пульп оптимальная единовременная загрузка смолы в процесс 1,5-2,5 %. Содержание ионита менее 1,5 % не обеспечивает нужной скорости ионного обмена, вызывает необходимость поддержания больших потоков смолы на сорбции и, как следствие, не позволяет получать насыщенную смолу с достаточной рабочей ёмкости по золоту и серебру. При единовременной загрузке смолы более 3 % наблюдается повышенный износ и расход сорбента [2].

В связи с экономическими проблемами и не регулярной поставкой дорогостоящего реагента ионообменной смолы, к 2001 г. на ГМЗ-2 единовременная загрузка ионита в процесс сорбционного выщелачивания была снижена до 0,3 % от полезного объема аппаратов.

Единовременная загрузка смолы 0,3 % (об.) является заниженной до критического значения, что привело к снижению степени использования емкости смолы, увеличению примерно в 1,5 раза потоков смолы на сорбции и регенерации, а так же к увеличению потерь золота со сбросной пульпой. Однако, такая единовременная загрузка позволила снизить потери ионита вследствие механического разрушения.

Для сопоставления степени влияния положительных и отрицательных факторов в условиях ГМЗ-2 были проведены промышленные испытания по увеличению единовременной загрузки смолы до 0,5, 0,7 и 1,0 % (об.).

В ходе эксперимента скорость потока пульпы на всех технологических цепочках поддерживалось практически одинаковой. В период эксперимента осуществлялся контроль за основными технологическими параметрами процесса сорбции, при этом, поток смолы на технологических цепочках выбирался в зависимости от единовременной загрузки смолы. Результаты эксперимента представлены в табл. 1.

Рассмотрим изменение технологических параметров при различных значениях единовременной загрузки смолы.

С увеличением количества смолы на сорбции содержание золота в выпаренной пробе (рис. 2) и жидкой фазе хвостовой пульпы снижается, при росте единовременной загрузки с 0,3 % до 1,0 % содержание золота в выпаренной пробе и жидкой фазе хвостовой пульпы

Таблица 1  
Изменение технологических параметров в зависимости от единовременной загрузки смолы

Технологические показатели	Единовременная загрузка смолы, % (об.)			
	0,3	0,5	0,7	1,0
Скорость потока смолы на одной технологической цепочке, м <sup>3</sup> /час.	0,369	0,331	0,284	0,225
Содержание золота в выпаренной пробе сбросной пульпы, г/т	0,171	0,164	0,150	0,130
Концентрация золота в жидкой фазе сбросной пульпы, г/м <sup>3</sup>	0,038	0,018	0,016	0,012
Ёмкость по золоту насыщенной смолы, г/кг	4,1	5,2	6,5	7,4
Общее извлечение золота, %	89,7	90,4	90,7	92,3

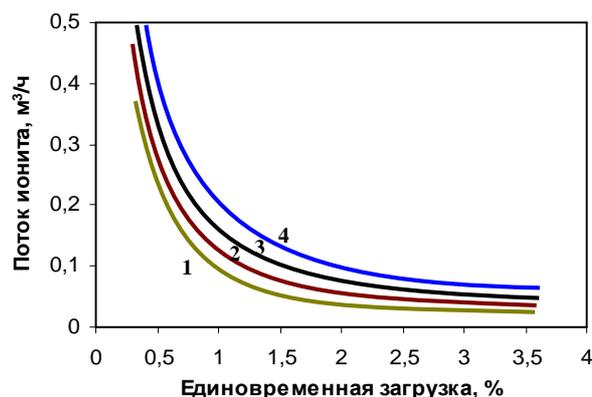


Рис. 3. Зависимость необходимого потока ионита от единовременной загрузки, при извлечении: 1 – 89 %; 2 – 90 %; 3 – 91 %; 4 – 92 %

снижается с 0,171 до 0,130 г/т и с 0,038 до 0,012 мг/л, соответственно.

Анализ зависимости общего извлечения от единовременной загрузки и потока ионита позволил получить эмпирическую зависимость (рис. 3) для оценки

Таблица 2

Технико-экономические показатели в зависимости от единовременной загрузки смолы

Единовременная загрузка, %	Измерение удельного расхода смолы, г/т	Затраты на дополнительные потери смолы, долл./т	Дополнительно извлекаемое золото, г/т	Прибыль от реализации дополнительно извлекаемого золота, долл./г	Суммарное изменение себестоимости переработки, долл./г	Единовременные затраты на смолу для увеличения единовременной загрузки, млн долл.	Срок окупаемости, лет	Суммарный годовой экономический эффект, млн долл.
0,3	0	0	0	0	0	0	0	0
0,4	1,2	0,012	0,011	0,099	0,087	0,2	0,09	2,062
0,5	2,1	0,021	0,019	0,171	0,15	0,4	0,1	3,500
0,6	2,7	0,027	0,025	0,225	0,198	0,6	0,12	4,584
0,7	3	0,03	0,03	0,27	0,24	0,8	0,13	5,440
0,8	3,1	0,031	0,034	0,306	0,275	1	0,14	6,150
0,9	3,1	0,031	0,038	0,342	0,311	1,2	0,15	6,886
1,0	3,1	0,031	0,041	0,369	0,338	1,4	0,16	7,388
1,1	3,1	0,031	0,044	0,396	0,365	1,6	0,17	7,890
1,2	3,1	0,031	0,047	0,423	0,392	1,8	0,18	8,392
1,3	3,2	0,032	0,049	0,441	0,409	2	0,19	8,634
1,4	3,2	0,032	0,051	0,459	0,427	2,2	0,2	8,902
1,5	3,2	0,032	0,053	0,477	0,445	2,4	0,21	9,170
1,6	3,7	0,037	0,055	0,495	0,458	2,6	0,22	9,308
1,7	4,6	0,046	0,056	0,504	0,458	2,8	0,24	9,108
1,8	5,7	0,057	0,058	0,522	0,465	3	0,25	9,090
1,9	7,3	0,073	0,059	0,531	0,458	3,2	0,27	8,708
2,0	9,4	0,094	0,061	0,549	0,455	3,4	0,29	8,430
2,1	11,9	0,119	0,062	0,558	0,439	3,6	0,32	7,814
2,2	15	0,15	0,063	0,567	0,417	3,8	0,35	7,042
2,3	18,7	0,187	0,064	0,576	0,389	4	0,4	6,114
2,4	23,1	0,231	0,065	0,585	0,354	4,2	0,46	5,004
2,5	28,2	0,282	0,066	0,594	0,312	4,4	0,54	3,712
2,6	34,1	0,341	0,067	0,603	0,262	4,6	0,68	2,212
2,7	40,8	0,408	0,068	0,612	0,204	4,8	0,9	0,504
2,8	48,4	0,484	0,069	0,621	0,317	5	1,4	-1,438
2,9	57	0,57	0,7	0,63	0,06	5,2	3,33	-3,640

минимально необходимого потока ионита, обеспечивающего требуемое извлечение на переделе сорбционного выщелачивания при заданном значении единовременной загрузки:

$$Q_{см} = \frac{18,248 \cdot (100 - a)^{-2,112}}{E}$$

где  $E$  - единовременная загрузка ионита, %;  
 $a$  - требуемое извлечение, %.

Для оценки целесообразности повышения единовременной загрузки смолы в процессе сорбционного выщелачивания производилось сравнение двух факторов, обусловленных ее увеличением:

- изменение текущей себестоимости переработки руды в переделе, определяемой как разность между стоимостью дополнительно извлекаемого золота и величиной затрат на восполнение дополнительных потерь смолы;

- объем и срок окупаемости единовременных затрат на приобретение необходимого для увеличения единовременной загрузки количества смолы, определяемого как отношение этих затрат к изменению текущей себестоимости.

Зависимость удельного расхода смолы от ее единовременной загрузки, полученная из анализа работы ГМЗ-2 за период с 1993 по 2002 гг. приведена на рис. 4.

Как видно из рис. 4 с ростом единовременной загрузки с 0,3 % до 1,0 % удельный расход смолы возрастает с 6,8 г/т до 9,0 г/т, однако следует отметить, что общее извлечение золота при этом увеличивается с 89,0 % до 92,0 %.

В табл. 2 представлены расчеты изменения текущей себестоимости переработки руды в переделе сорбционного выщелачивания, необходимых единовременных затрат, срока их окупаемости и суммарного годового экономического эффекта (из расчета

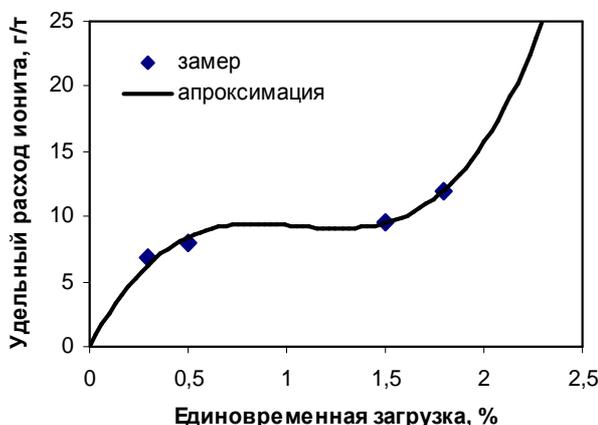


Рис. 4. Зависимость удельного расхода смолы от единовременной загрузки

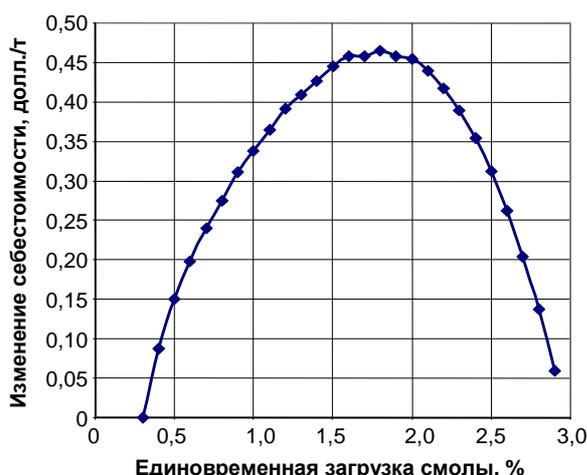


Рис. 5. Зависимость изменения себестоимости переработки на переделе сорбционного выщелачивания от единовременной загрузки смолы

переработки руды 26 млн т в год при цене на золото и смолу соответственно 9 долл./т и 10 тыс. долл./т).

Как следует из результатов расчетов, наибольшую эффективность имеет увеличение единовременной загрузки смолы до 1,8 %. В этом случае изменение себестоимости переработки руды на переделе сорбционного выщелачивания имеет максимальное значение

ние (рис. 5), при этом единовременные затраты на приобретение смолы для увеличения единовременной загрузки составляют 3,00 млн долл. США, а суммарный годовой экономический эффект – 9,09 млн долл. США. Вместе с тем, следует отметить, что основные исходные данные для оценки экономической эффективности в области оптимального значения единовременной загрузки смолы получены интерполяцией имеющихся экспериментальных данных, что, безусловно, вносит некоторую погрешность в расчеты.

#### Выводы:

1. Увеличение единовременной загрузки смолы с 0,3 % до 1,8 % приводит к росту удельного её расхода с 6,8 г/т до 11,5 г/т, но при этом извлечение золота увеличивается с 89,0 % до 92,0 %.

2. Оптимальной единовременной загрузкой смолы является 1,8 % (об.), при этом суммарный годовой экономический эффект составляет 9,09 млн долл. США.

#### Список литературы:

1. Масленицкий И.И., Чугаев П.В. *Металлургия благородных металлов*. М.: Недра, 1987.
2. Барченков В.В. *Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд*. М.: Металлургия, 1982.

УДК 001+37

© Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Думбрава А.А., Петухов О.Ф., Ослоповский С.А. 2005 г.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗОТОПНОГО СОСТАВА УРАНА АЛЬФА-СПЕКТРОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

Музафаров А.М., начальник бюро ЦНИЛ НГМК; Саттаров Г.С., начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, проф.; Думбрава А.А., директор ГМЗ-1 НГМК; Петухов О.Ф., главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Ослоповский С.А., главный инженер ГМЗ-1 НГМК

Знание изотопного состава урана в подземных водах, в химконcentратах и в готовой продукции дает полезную информацию о радиационных, ядерно-физических и геохимических процессах в горных породах, рудах и подземных водах [1]. В последнее время обнаружены изменения в соотношениях между изотопами урана в природных процессах [2]. Природное равновесное содержание  $^{234}\text{U}$  считается 53,41 мкг/г. Кроме этого, перед уранодобывающими предприятиями возник вопрос о предельных концентрациях изотопа  $^{234}\text{U}$  в закись-окись урана. В связи с этим, изучение и разработка новых и усовершенствование существующих методик определения изотопного состава урана в природных и технологических пробах и в закиси-окиси урана является актуальной задачей.

Данная работа посвящена оптимизации альфа-спектрометрических методик определения изотопов урана в различных технологических продуктах и в закись-окиси урана.

#### Методики проведения альфа-спектрометрического анализа

В результате радиохимической обработки проб получают препараты урана в радиохимически чистом виде. Радиохимический чистый уран, осажденный на подложку электролитическим способом, является препаратом для определения изотопов состава урана [2]. Радиоактивное излучение препарата быстро накапливается в результате радиоактивного распада с испусканием альфа-частиц [3-6] строго определенных энергий (табл. 1), что позволяет по энергии и интенсивности излучения идентифицировать эти изотопы и определять отношение их активностей в исследуемой пробе (рис. 1).

Сущность метода измерения заключается в измерении альфа-спектра счетного образца, содержащего изотопы урана, выделенные из пробы химконцентратов и закиси-окиси урана в результате радиохимической подготовки и электролитического осаждения.

Таблица 1

Основные характеристики изотопов урана [3-4]

Изотоп	Период полураспада	Весовое соотношение изотопов в природном уране, %	Основные энергии альфа-излучения (выход), кэВ
$^{238}\text{U}$	$4,468 \times 10^9$ лет	$99,2745 \pm 0,0060$	4195 (0,77); 4150 (0,23); 4035 (0,0008)
$^{234}\text{U}$	$2,445 \times 10^5$ лет	$0,0055 \pm 0,0005$	4770 (0,72); 4720 (0,28); 4603 (0,002)
$^{235}\text{U}$	$7,038 \times 10^8$ лет	$0,7200 \pm 0,0012$	4400 (0,55); 4365 (0,18); 4214 (0,06); 4596 (0,05); 4556 (0,04); 4414 (0,02); 4502 (0,02); 4219 (0,009); 4150 (0,009)

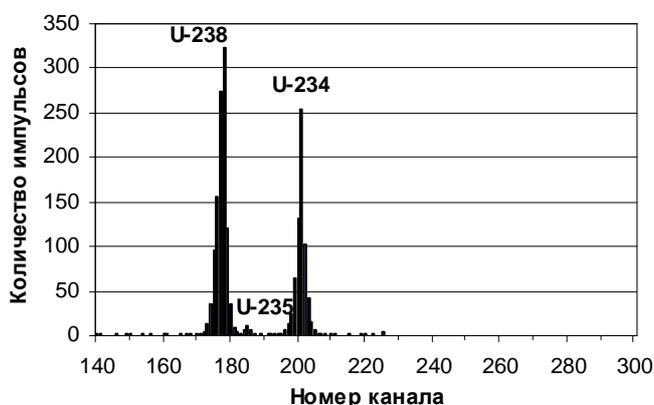


Рис. 1. Альфа-спектр закиси-оксида урана (время измерения – 3 ч)

Детектирование альфа-частиц осуществлялось с помощью альфа-спектрометров типа – Analyst (фирма «Canberra», США), Прогресс-альфа (ЗАО НПП «ДО-ЗА», Россия) на основе полупроводникового поверхностно-барьерного детектора. Альфа-спектрометры имеют следующие технико-аналитические параметры:

- фон в энергетическом диапазоне 4-6 МэВ – не более 10 имп/ч;
- эффективность регистрации альфа-излучения (по  $^{210}\text{Po}$ , линия 5305 кэВ) – не менее 0,25;
- энергетическое разрешение по линии 5305 кэВ – не хуже 30 кэВ. Время измерения должно обеспечивать набор не менее  $2 \cdot 10^3$  импульсов в площади каждого из пиков.

Предварительная подготовка проб включает перевод исследуемой пробы в раствор и приготовление счетного образца (препарат на подложке из коррозионно-стойкой нержавеющей стали) электролитическим способом. Изотопы  $^{238}\text{U}$ ,  $^{235}\text{U}$ ,  $^{234}\text{U}$  урана в процессе подготовки проб к измерению ведут себя одинаково и выделяются одновременно.

Навеску 100 мг пробы закиси-оксида урана  $\text{U}_3\text{O}_8$  помещают в стакан вместимостью 50-100 см<sup>3</sup> и прибавляют 5 см<sup>3</sup> концентрированной азотной кислоты. Стакан закрывают часовым стеклом и нагревают до растворения пробы.

Полученный раствор кипятят в течение 5 мин, прибавляют 50 см<sup>3</sup> дистиллированной воды, закрыва-

ют часовым стеклом и снова нагревают до кипения. После охлаждения раствор переносят в мерную колбу вместимостью 100 см<sup>3</sup>. Стакан промывают 2-3 раза по 5 см<sup>3</sup> дистиллированной воды, собирая промывные воды в мерную колбу. Затем добавляют дистиллированную воду до метки, закрывают пробкой и раствор хорошо перемешивают. Аликвоту раствора 0,5 см<sup>3</sup> выпаривают до суха на водяной бане. После этого приливают к сухому остатку 5 см<sup>3</sup> 1 % раствора трилона Б, закрывают стакан часовым стеклом

и нагревают до кипения.

К раствору, содержащему изотопы урана, прибавляют 1 см<sup>3</sup> 25 % раствора хлористого аммония, 2 см<sup>3</sup> насыщенного раствора щавелевокислого аммония, 2 капли  $\text{HNO}_3$  (1:4) и переводят в электролизер (рис. 2). Стакан обмывают 10 см<sup>3</sup> дистиллированной воды, и содержимое прибавляют к основному раствору в электролитическую ячейку. Проверяют pH с помощью универсальной индикаторной бумаги – если pH меньше 5, то добавляют по каплям аммиак до pH=5-7.

Электроосаждение изотопов урана проводят на подложку (диск из нержавеющей стали) диаметром 34 мм в течение 15 мин при постоянном токе 2 А. Диск непосредственно перед использованием очищают мелкой наждачной бумагой и протирают ацетоном или спиртом. Расстояние между анодом и катодом равно 10 мм.

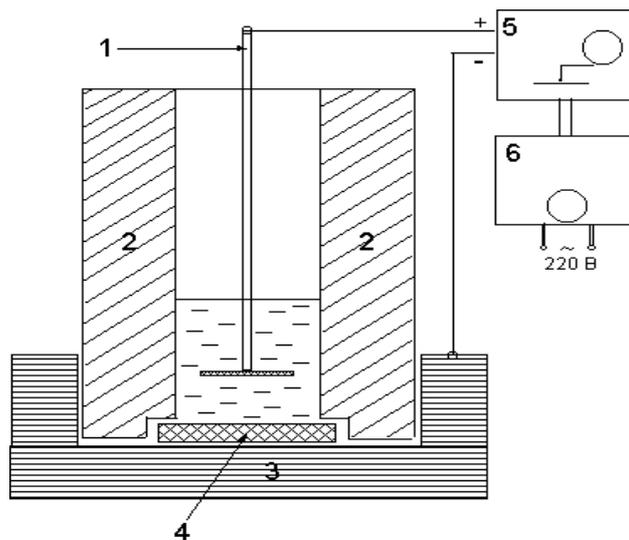


Рис. 2. Схема электролитической установки для осаждения изотопов урана:

- 1 – анодный электрод (платина);
- 2 – изолирующий фторопластовый стакан с электролитом;
- 3 – основание ячейки (катод);
- 4 – подложка (диск из нержавеющей стали);
- 5 – выпрямитель переменного тока с амперметром;
- 6 – регулируемый лабораторный трансформатор с вольтметром

Непосредственно перед окончанием электролиза прибавляют аммиак до pH=7, отключают ток и разбирают ячейку. Затем диск обмывают дистиллированной водой, сушат на воздухе и тщательно протирают ватой, смоченной спиртом. Полученный препарат – счетный образец – передают для измерений на альфа-спектрометре.

Повторное использование дисков возможно после проведения следующих процедур. Диски кипятят в течение 1 ч в 0,5 М HNO<sub>3</sub>, промывают проточной водой, очищают с двух сторон содой (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>) и снова промывают водой. Скорость счета от диска, измеренная на альфа-спектрометре, не должна превышать фоновых значений (1-2 имп/ч), в противном случае обработку (очистку) повторяют.

Результатом измерения является отношение активностей <sup>234</sup>U/<sup>238</sup>U и относительное массовое содержание <sup>234</sup>U (в мкг на 1 г природного урана) в пробе закиси-оксида урана с оценкой неопределенности измерений [3].

Отношение активностей <sup>234</sup>U/<sup>238</sup>U в исследуемых пробах составляет:

$$\frac{{}^{234}\text{U}}{{}^{238}\text{U}} = \frac{S_{U-234}}{S_{U-238}} \quad (1)$$

где  $S_{U-234}$  – площадь пика <sup>234</sup>U в энергетическом окне 200 кэВ (после вычитания фоновых импульсов);

$S_{U-238}$  – площадь пика <sup>238</sup>U в энергетическом окне 200 кэВ (после вычитания фоновых импульсов).

Массовое содержание <sup>234</sup>U (мкг/г природного урана) в исследуемой пробе составляет:

$$M_{U-234} = 53,41 \cdot \frac{S_{U-234}}{S_{U-238}} \quad (2)$$

где  $K$  – пересчетный коэффициент, равный 53,41 (мкг/г природного урана).

Массовое содержание <sup>234</sup>U представляют как

$$M_{U-234} \pm \Delta_M \quad (3)$$

где  $\Delta_M$  – суммарная абсолютная неопределенность результата измерений, получаемая согласно формуле:

$$\Delta_M = 53,41 \cdot \frac{S_{U-234}}{S_{U-238}} \cdot d_M \quad (4)$$

где  $d_M$  – суммарная относительная неопределенность.

$$d_M = \sqrt{(d_{U-234})^2 + (d_{U-238})^2 + (d_{sys})^2} \quad (5)$$

где  $d_{U-234}$ ,  $d_{U-238}$  – статистические погрешности измерения площадей соответствующих пиков изотопов урана;  $d_{sys} = 0,003$  – погрешность определения коэффициента  $K$ .

Так как современные альфа-спектрометры с PIPS-детекторами характеризуются очень низким и ста-

бильным фоном (единичные импульсы за 1 ч набора в аналитических областях спектра), и в большинстве случаев при измерениях скорость счета от образца намного превышает скорость счета фона (в 10<sup>2</sup>-10<sup>3</sup> и более раз), то  $d_{U-234}$ ,  $d_{U-238}$  определяются как:

$$d_{U-234} = \frac{2\sqrt{S_{U-234}}}{S_{U-234}}, \quad d_{U-238} = \frac{2\sqrt{S_{U-238}}}{S_{U-238}} \quad (6)$$

Относительная статистическая неопределенность  $d_{st}$  результата измерения <sup>234</sup>U/<sup>238</sup>U рассчитывается по формуле:

$$d_{st} = \sqrt{(d_{U-234})^2 + (d_{U-238})^2} \quad (7)$$

В нашем случае суммарная неопределенность  $\Delta_M$  результатов измерений составляет не более ± 2,0 %. Относительная статистическая неопределенность  $d_{st}$  результатов измерений составляет не более ± 1,5 %.

Для обработки результатов написана программа – СУБД FOXPRO под Windows версия 2.0, которую экономит время обработки результатов и увеличивает достоверность результатов.

Полученные результаты по определению концентрации <sup>234</sup>U в химических концентратах рудоуправлений комбината приведена в табл. 2.

Видно, что содержание <sup>234</sup>U в химических концентратах РУ-5 находится в интервале 45,2-51,5 мкг/г, что ниже его равновесного содержания (53,41 мкг/г). Химические концентраты «Собирская» (Южное РУ) содержат <sup>234</sup>U на уровне его равновесного содержания (50,0-53,5 мкг/г), в химических концентратах участка «Кетменчи» (Южное РУ) выше (55,0-58,0 мкг/г) чем равновесного. Аномальное содержание наблюдается в химических концентратах Северного РУ – 57,0-68,6 мкг/г.

Для определения достоверности результатов анализа с использованием альфа спектрометрического метода полученные результаты сравнивали с данными масс – спектрометрического анализа с использованием международного и Российского стандартного образца (табл. 3). В качестве стандарта использовали международный стандарт Национального Бюро стандартов, США (NBS U 010 St) и контрольный образец урана - КОУ (нитрат уранила, соль природного равновесного урана), изготовленный в ФГУП ВИМС (Россия). Расходимость анализа между методами – не выше допустимого значения для изотопного анализа.

Для получения товарного продукта урана соответствующего требованиям потребителя по содержанию <sup>234</sup>U, равного или менее 56,45 мкг/г, проводится шихтовка химических концентратов Северного РУ с химическими концентратами РУ-5 и Южного РУ в определенных пропорциях. Изменение содержания <sup>234</sup>U в товарной продукции комбината (закись-окись) урана в течение 2004 г. приведена на рис. 3. Видно, что

Таблица 2

Содержания - <sup>234</sup>U в различных химических концентратах НГМК

Подразделение	№-проб	Место отбора, характеристика проб	Время отбора	Количество импульсов <sup>234</sup> U/ <sup>238</sup> U	Концентрация- <sup>234</sup> U (мкг/г)	
					параллел. пробы	средний результат
РУ-5	29-1	Рудник-2	19.08.04	12924/13639	50,6 ± 1,2	49,9 ± 1,2
РУ-5	29-2	- // -	- // -	14966/16232	49,2 ± 1,1	
РУ-5	15-1	Рудник-1	6.08.04	10211/12049	45,3 ± 1,4	45,2 ± 1,4
РУ-5	15-2	Рудник-1	- // -	11779/13946	45,1 ± 1,3	
РУ-5	41-1	Рудник-1	20.08.04	14555/16357	47,5 ± 1,1	46,8 ± 1,1
РУ-5	41-2	Рудник-1	- // -	17289/19983	46,2 ± 1,1	
РУ-5 (1)	1А-1	Рудник-1	4.02.05.	9231/9485	51,4 ± 1,5	51,0 ± 1,3
РУ-5 (1)	1А-2	Рудник-1	- // -	17828/18786	50,7 ± 1,1	
Южное РУ	580-1	Собирсай	11.08.04	11081/11674	50,7 ± 1,3	50,8 ± 1,3
Южное РУ	580-2	- // -	- // -	1278/12889	50,9 ± 1,3	
Южное РУ	600-1	Собирсай	10.08.04	14931/15242	52,3 ± 1,1	52,4 ± 1,1
Южное РУ	600-2	- // -	- // -	14754/14999	52,5 ± 1,1	
Южное РУ «К»	18-1	Кетменчи	12.08.04	14296/13530	56,4 ± 1,2	55,6 ± 1,2
Южное РУ «К»	18-2	- // -	- // -	13415/13065	54,8 ± 1,2	
Южное РУ «К»	2А-1	Кетменчи	9.02.05	13308/12426	57,2 ± 1,2	57,9 ± 1,3
Южное РУ «К»	2А-2	- // -	- // -	11078/10085	58,7 ± 1,3	
Северное РУ	1-1	Ср.смешанный	13.08.04	10809/9577	60,3 ± 1,3	61,6 ± 1,2
Северное РУ	1-2	- // -	- // -	17585/14921	62,9 ± 1,1	
Северное РУ	3-1	- // -	5.08.04	16959/13174	68,8 ± 1,4	68,6 ± 1,3
Северное РУ	3-2	- // -	- // -	16412/12815	68,4 ± 1,2	
Северное РУ	3А-1	- // -	9.02.05	12718/10002	67,9 ± 1,3	67,6 ± 1,3
Северное РУ	3А-2	- // -	- // -	15038/12924	67,3 ± 1,2	

Таблица 3

Сопоставление результатов изотопного состава урана альфа-спектрометрическим (с радиохимической подготовкой) и масс-спектрометрическим изотопным методами

№ проб	Содержание- <sup>234</sup> U (мкг/г)			Расхождение результатов по сравнению с результатами «Ortec»			
	альфа-спектрометры			масс-спектрометр «Самеса»	«Analyst»	«Прогресс-Альфа»	масс-спектрометр «Самеса»
	«Ortec»	«Analyst»	«Прогресс-Альфа»				
Международный стандарт NBS U 010 St	52,5 ± 1,1	-	-	54,0 ± 2	-	-	+2,80
Российский стандарт - КОУ	53,5 ± 0,8	-	-	55,0 ± 2	-	-	-2,80
К – 449 (62 Н)	43,3 ± 0,6	43,00 ± 1,00	43,10 ± 1,10	-	- 0,70	- 0,47	-
К – 451 (63 Н)	48,8 ± 0,6	48,40 ± 1,00	49,84 ± 1,00	-	- 0,82	+ 2,13	-
К – 348 (73 Н)	49,1 ± 0,6	48,90 ± 1,00	50,97 ± 0,90	49,6 ± 2	- 0,41	+ 3,80	+ 1,02
Р – 450 (71 Н)	49,9 ± 0,7	50,40 ± 1,10	51,40 ± 1,10	-	+ 1,02	+ 3,06	-
К – 444 (75 Н)	50,0 ± 0,7	51,30 ± 1,20	52,00 ± 1,10	48,7 ± 2	+ 2,6	+4,00	- 2,60
К – 444 (3 Н)	51,4 ± 0,7	51,10 ± 1,00	51,77 ± 1,10	-	- 0,59	+ 0,71	-
К – 447 (72 Н)	51,4 ± 0,7	52,03 ± 1,15	52,63 ± 1,05	-	+ 1,22	+ 2,39	-
Р – 436 (12 Н)	56,0 ± 0,7	56,60 ± 1,10	56,69 ± 1,20	-	+ 1,07	+ 1,23	-
К – 445 (68 Н)	57,0 ± 0,7	56,91 ± 1,00	57,16 ± 1,10	-	- 0,16	+ 0,28	-
Р – 436 (69 Н)	58,9 ± 0,8	57,80 ± 1,10	55,90 ± 1,40	-	- 1,87	- 5,10	-
Р – 438 (70 Н)	66,1 ± 0,8	67,40 ± 1,20	68,40 ± 1,30	-	+ 1,96	+ 3,50	-
К – 446 (74 Н)	66,6 ± 0,8	66,52 ± 1,10	67,22 ± 1,10	-	+ 0,78	+ 0,93	-
<b>Средняя</b>					<b>1,10</b>	<b>2,30</b>	<b>2,30</b>

методом пропорции в течение года получали товарный продукт с концентрацией <sup>234</sup>U ниже порогового (требуемого).

**Выводы:**

1. Определены концентрации <sup>234</sup>U в 40 образцах химических концентратов Южного РУ, Северного РУ и РУ-5, отобранных в разное время. Учитывая равно-

весное содержание, равное 53,41 мкг/г, наблюдается пониженное содержание <sup>234</sup>U в химических концентратах РУ-5 (45,2-51,5 мкг/г), околоравновесное в химических концентратах «Собирсай» (Южное РУ) (50,0-53,5 мкг/г) и вышеравновесное в химических концентратах участка «Кетменчи» (Южное РУ) (55,0-58,0 мкг/г). Аномальное содержание <sup>234</sup>U наблюдается в химических концентратах Северного РУ- (57,0-68,6 мкг/г).

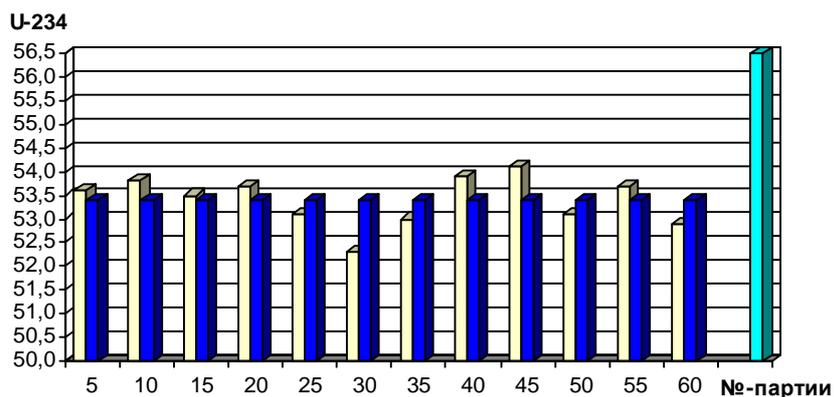


Рис. 3. Изменение содержания  $^{234}\text{U}$  в продукции комбината в течение 2004 г.:

■ - товарный продукт; ■ - равновесное содержание -  $^{234}\text{U}$ ;  
■ - предельно требуемое содержание -  $^{234}\text{U}$

2. Результаты по определению концентрации  $^{234}\text{U}$  120 пробах товарной продукции комбината (закись-окись) урана, полученные путем смешения химических концентратов различных рудоуправлений с учетом содержания  $^{234}\text{U}$  показывают, что концентрации  $^{234}\text{U}$  в течение 2004 г. колебались в пределах 51-54 мкг/г со среднеквадратичной ошибкой не более  $\pm 1,4\%$ , что соответствует требованиям, предъявляемых к максимальной концентрации изотопа –  $^{234}\text{U}$  в готовой продукции урана (56,5 мкг/г).

3. Достоверность полученных результатов альфа-спектрометрических определений на приборе Прогресс-альфа (ЗАО НПП «ДОЗА», Россия), Analyst («Canberra», США), подтверждается путем сравнения полученных результатов с данными альфа спектро-

метрических измерений с использованием спектрометра фирмы «Ortec», США (Octete PC, Soloist), «Cameca», Япония (Масс-спектрометр).

4. Для изучения механизма отклонения содержаний  $^{234}\text{U}$  в продуктивных растворах (химических концентратах) различных участков по сравнению с равновесным содержанием, необходимо произвести отдельное детальное изучение процесса в зависимости от геохимических условий, технологии переработки руд методом подземного выщелачивания в течение нескольких лет.

#### Список литературы:

1. Химия урана. Под редакцией академика Б.Н. Ласкорина. М.: Наука. 1983.
2. Бахур А.Е., Самтаров Г.С. и др. Альфа-спектрометрический метод при исследованиях изотопного состава урана ( $^{234}\text{U}/^{238}\text{U}$ ,  $^{235}\text{U}/^{238}\text{U}$ ) в технологических пробах горно-металлургического производства. // Аппаратура и новости радиационных измерений. т. 38, № 3. 2004. с. 43-50.
3. Рекомендация МИ 2453-2000. Методики радиационного контроля. Общие требования. М.: ВНИИФТРИ. 2000.
4. Рекомендация МКРЗ № 38. «Схемы распадов радионуклидов. Энергия и интенсивность излучения». М.: Энергоатомиздат. 1987.
5. Физические величины (Справочник). Под ред. И.С. Григорьева, Е.З. Мейлихова. М.: Энергоатомиздат. 1991.
6. Firestone R., Shirley V. «Table of Isotopes». V II. New York: Wiley & Sons. Publ. 1996. p. 2887.

УДК 001+37

© Кустова Л.А., Пеклин В.П. 2005 г.

## РАЗРАБОТКА НОВОГО КОЛИЧЕСТВЕННОГО МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ СЕРЕБРА В ТВЕРДЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОБАХ

Кустова Л.А., начальник ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Пеклин В.П., руководитель группы ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Гидрометаллургический завод № 2 Центрального рудоуправления НГМК перерабатывает золотосодержащую руду месторождения Мурунтау. Помимо аффинированного золота на ГМЗ-2 попутно выпускается аффинированное серебро. Контроль за содержанием золота в руде, поступающей на завод, осуществляется пробирным методом, за содержанием серебра – полуколичественным спектральным методом, абсолютная ошибка которого в диапазоне содержаний серебра 0,1-10 г/т достигает 50÷100 %. Поэтому, проблема разработки точного метода анализа серебра в рудных золотосодержащих пробах является весьма актуальной [1-5].

Полуколичественный анализ, выполняемый на спектрометре «ДФС-8», предусматривает сжигание анализируемой пробы в дуге электрического тока с последующей регистрацией спектров серебра на спектральную фотопластинку. Расшифровку спектрограмм выполняют при помощи атласа спектральных линий. Содержание серебра в пробе определяют полуколичественно, сравнивая визуально интенсивности спектральных линий стандартных образцов и анализируемой пробы. Этот метод кроме своих достоинств, таких как, высокая избирательность и чувствительность, имеет существенный недостаток – это большая погрешность анализа. Для составления баланса по

серебру спектральный полуколичественный метод, явно, не подходит. Кроме этого, недостатком этого метода является его продолжительность. Использование спектральных фотопластинок, их проявление, закрепление и расшифровка отснятых спектров занимает много времени. К тому же, расшифровку спектров на фотопластинках нельзя автоматизировать.

Для устранения этих недостатков все ведущие мировые фирмы, выпускающие аналитическое оборудование, отказались от фотографической регистрации спектров и перешли на выпуск спектрометров с фотоэлектрической или фотодиодной регистрацией, которая позволяет полностью автоматизировать процесс проведения анализов. Ход проведения анализов контролируется компьютерной системой. При этом, время на проведение анализов сокращается в десятки раз.

В настоящее время в ЦЗЛ ГМЗ-2 также используются спектрометры нового поколения, которые применяются для анализа аффинированных золота и серебра на примеси. Это атомно-абсорбционные спектрометры «Solaar-S2». Спектрометры разработаны в Англии на фирме «Unikam» и предназначены для определения концентраций химических элементов в жидких пробах в диапазоне длин волн 185-800 нм. Все параметры прибора, такие как, выбор аналитических линий анализируемых элементов, установка тока на лампе полого катода, регулирование потоков газа, ширины щели и высоты горелки находятся под контролем встроенного в прибор микропроцессора. В память микропроцессора можно вложить до 40 различных методик. При выполнении рутинных анализов оператор вызывает нажатием нескольких клавиш необходимую методику анализа из памяти компьютера, после этого компьютер полностью контролирует весь ход проведения анализа. Коррекция неселективного поглощения в спектрометрах «Solaar-S2» осуществляется с помощью модулированной дейтериевой лампы. Коррекция неселективного поглощения снижает матричные искажения, возникающие при анализе сложных растворов. По своим техническим характеристикам новые приборы намного превосходят технические характеристики применяемых в ЦЗЛ спектрометров «С-115». Так, например, предел обнаружения серебра в растворах на спектрометре «Solaar-S2» составляет 0,01 мг/л, а на спектрометре «С-115» – 0,1 мг/л.

Это позволило разработать на спектрометре «Solaar-S2» прямой количественный метод по определению серебра в рудных золотосодержащих пробах. Метод предусматривает разложение анализируемых проб в «царской водке», растворение образовавшегося хлорида серебра в концентрированной соляной кислоте. Концентрация серебра в растворе, полученном после разложения рудных проб, определяется атомно-абсорбцион-

ным методом на спектрометре «Solaar-S2».

Содержание серебра С, в рудных пробах рассчитывается по формуле:

$$C = \frac{X \times V}{m}, \text{ г/т}$$

где X – концентрация серебра в растворе, полученном после разложения рудных проб, мг/см<sup>3</sup>;

V – объём раствора, см<sup>3</sup>;

m – навеска пробы, г.

Доверительные границы погрешности (Δ) результата анализа вычисляются по формуле:

$$\Delta = \pm \frac{2S_r \times X}{n}, \text{ г/т}$$

где S<sub>r</sub> – значение относительного среднего квадратического отклонения соответствующее X;

X – результаты анализа, г/т;

n – количество параллельных определений.

Предел обнаружения серебра из навески пробы весом 5 грамм составляет 0,2 г/т. Для проверки правильности результатов анализов, выполняемых этим методом, были проанализированы Государственные стандартные образцы (ГСО) рудных проб с аттестованным содержанием серебра. Средние результаты анализа из 15 параллельных определений, в сравнении с аттестованным содержанием серебра, приведены в табл. 1.

Результаты, представленные в табл. 1, показывают, что разница между аттестованным содержанием серебра и результатом анализа на «Solaar-S2», не превышает абсолютных значений погрешности аттестации ГСО.

По результатам параллельных определений была рассчитана воспроизводимость метода.

Расчеты проводились по формулам:

$$S = \sqrt{\frac{\sum (\bar{X} - X_i)^2}{n-1}}; \quad S_r = \frac{S}{\bar{X}}; \quad \bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} X_i}{n}$$

где X<sub>i</sub> – значение отдельного параллельного определения, г/т;

**Таблица 1**

**Сравнения аттестованного содержания серебра с результатами анализа**

Наименование ГСО	Аттестованное содержание серебра, г/т	Результаты анализа на спектрометре «Solaar-S2», г/т	Разница между аттестованным содержанием серебра и результатом анализа на «Solaar-S2», г/т
РЗС – 2	41,0 ± 0,8	41,4	0,4
РЗС – 3	5,1 ± 0,2	4,9	0,2
РЗС – 5	3,4 ± 0,2	3,4	0
РЗС – 4	2,1 ± 0,1	2,0	0,1
СЗР – 1	1,1 ± 0,1	1,0	0,1
РЗК – 4	0,4 ± 0,02	0,4	0
РЗК – 3	0,3 ± 0,02	0,31	0,1
РЗК – 2	0,23 ± 0,02	0,24	0,1

Таблица 2

Зависимость относительного среднего квадратического отклонения от содержания серебра в пробах

Диапазон содержания серебра в рудных пробах, г/т	Относительное среднее квадратическое отклонение (Sr)
От 0,2 до 0,5	0,15
От 0,5 до 1,0	0,10
От 1,0 до 5,0	0,08
От 5,0 до 10,0	0,06
Более 10,0	0,05

$\bar{X}$  – среднее арифметическое из  $n$  параллельных определений, г/т;

$n$  – количество параллельных определений;

$S$  – среднее квадратическое отклонение, г/т;

$S_r$  – относительное среднее квадратическое отклонение методики.

Зависимость относительного среднего квадратического отклонения от содержания серебра в рудных золотосодержащих пробах приведена в табл. 2.

Воспроизводимость результатов анализа разработанного метода (табл. 2) удовлетворяет требованиям СТП 072.093-82 «Атомно-абсорбционный метод анализа технологических продуктов ГМЗ-2».

Таким образом, в ЦЗЛ ГМЗ-2 впервые разработан метод прямого количественного определения серебра в рудных золотосодержащих пробах, использование которого позволит решить проблему расчета металлургического баланса по серебру.

**Список литературы:**

1. Алексеев Р.И., Коровин Ю.И. Руководство по вычислению и обработке результатов количественного анализа. М.: Атомиздат, 1972.
2. Бок Р. Методы разложения в аналитической химии. М.: Химия, 1984.
3. Симонова В.И. Атомно-абсорбционные методы определения элементов в породах и минералах. Новосибирск: Наука, Сибирское отделение, 1986.
4. СТП 072.093-82 Система управления качеством продукции. Атомно-абсорбционный метод анализа технологических продуктов ГМЗ-2.
5. Шаевич А.Б. Аналитическая служба как система. М.: Химия, 1981.

УДК 621.74

© Атакузиев У.А., Атакузиев Т.А. 2005 г.

## РАЗУПРОЧНЕНИЕ ОСТАТОЧНОЙ ПРОЧНОСТИ КРЕМНЕЗЕМИСТЫХ КОМПОЗИЦИЙ НА СВЯЗКЕ ИЗ ЖИДКОГО СТЕКЛА

Атакузиев У.А., заместитель ГИПа O'zGEOTEXLITI; Атакузиев Т.А., профессор Ташкентского химико-технологического института, докт. техн. наук

В литейном производстве для изготовления форм и стержней широко используются материалы на связке из жидкого стекла, что обусловлено его дешевизной, простотой получения, химической активностью, адгезионными и гигиеническими свойствами.

Однако, обладая комплексом бесспорных преимуществ по сравнению с другими известными составами, используемые в настоящее время, композиции из кварцевого песка и жидкого стекла имеют существенный недостаток – высокую остаточную прочность, обусловленную спеканием смеси при термообработке. Последнее затрудняет интенсификацию наиболее трудоемкого процесса удаления форм и стержней из отливок и усложняет задачу повышения производительности труда. Поэтому, вопросы разработки новых, высокоэффективных, разупрочняющихся после термообработки кремнеземистых композиций на связке из жидкого стекла приобретают все большую актуальность.

Одним из способов решения этой проблемы является саморазупрочнение композиций путем осуществления полиморфных превращений кварца – основного компонента смеси или синтезируемого в процессе термообработки двухкальциевого силиката, сопровождающихся объемными изменениями кристаллической решетки. Интенсифицирование этого процесса

добавками – минерализаторами обеспечивает высокую степень разупрочнения композиций на связке из жидкого стекла.

Зависимость высокой остаточной прочности после термообработки кремнеземсодержащих композиций на связке из жидкого стекла от различных факторов объясняется их многокомпонентностью. Факторы, влияющие на остаточную прочность композиций, делят на группы.

К первой группе относятся технологические факторы (термообработка при температуре, способствующей образованию новых фаз, режим сушки и охлаждения и др.), ко второй – физико-химические особенности жидкого стекла и его количество, к третьей – дисперсность наполнителя, определяющая скорость протекания реакций и спекаемость композиций, подвергнутых термообработке, к четвертой – активные добавки, способствующие процессу разупрочнения.

В работах А.М. Лясса и И.В. Валисевского [1, 2] наиболее глубоко и полно исследовано влияние температуры на остаточную прочность композиций на связке из жидкого стекла. В результате установлено наличие двух максимумов прочности при 200÷800 °С и двух минимумов прочности – при 400÷600 °С.

Первый минимум прочности при 400÷600 °С объясняется нарушением сплошности пленок связующего, вследствие возникновения в них напряжений, вызванных разностью коэффициентов термического и линейного расширения. Кроме того, на прочность пленок связующего существенно влияют напряжения, вызванные переходом *b*-кварца в  $\alpha$ -кварц при 575 °С и полная дегидратация геля кремниевой кислоты при 200÷400 °С.

Второй минимум прочности в интервале температур 800÷1200 °С обусловлен усилением взаимодействия силикатного расплава с кремнеземом, вызванным повышением температуры и уменьшением вязкости системы. В результате охлаждения композиций из расплава начинают осаждаться избыточные кристаллы тридимита, а при 870 °С – кварца, которые представляют собой в затвердевшем расплаве инородные включения, уменьшающие прочность композиций.

Первый максимум прочности при 200 °С возникает в результате твердения композиций при нагревании или обработке углекислым газом. Однако, авторы отмечают, что их значения не совпадают, объясняя это природой связующих пленок.

Появление второго максимума прочности при нагревании до 800 °С связано с жидкофазным спеканием, которое имеет место как высушенных, так и в продутых углекислым газом композициях. Силикатный расплав обволакивает зерна наполнителя, заполняет образовавшиеся ранее трещины, стирая границу раздела «связующая пленка – зерно». По мнению авторов, большая прочность композиций, продутых углекислым газом, обусловлена образованием расплава в неблагоприятных условиях из отдельно существующих компонентов в тонкой пленке связующего – главным образом  $\text{NaHCO}_3$  и  $\text{SiO}_2$ .

В композициях, подвергнутых тепловой обработке, расплавляется ранее образовавшийся гомогенный силикат натрия.

Анализ данных работ свидетельствует о различном характере двух максимумов прочности композиций с жидким стеклом. В композициях, подвергавшихся термообработке, независимо от способа их упрочнения, протекают подобные физико-химические процессы, способствующие появлению второго максимума прочности.

Таким образом, остаточную прочность композиций на связке из жидкого стекла можно снизить смещением образования силикатного расплава в область более высоких температур.

Анализируя влияние на разупрочнение композиций на связке из жидкого стекла технологических факторов необходимо отметить немаловажную роль режима охлаждения. Увеличение скорости охлаждения снижает прочность смесей.

Размеры форм и стержней также влияют на остаточную прочность. В малогабаритных формах сокращается период высокотемпературного воздействия из-за быстрого охлаждения отливки, что, в свою очередь, замедляет спекание и тем самым снижает остаточную прочность.

Как уже отмечалось, физико-химические особенности жидкого стекла значительно влияют на остаточную прочность смесей.

Известно, что при увеличении силикатного модуля жидкого стекла остаточная прочность композиций уменьшается. Это объясняется увеличением содержания кремнезема в жидкой фазе, приводящего к осаждению избыточного количества кристаллов кварца и снижению прочности пленки связующего. Однако, необходимо отметить, что при этом, ухудшаются и другие технологические свойства композиций, такие как формруемость, жизнеспособность, пластичность.

Снижение количества жидкого стекла в смеси также благоприятно сказывается на разупрочнении, поскольку уменьшается толщина пленки связующего в интервалах температур первого и второго максимумов прочности. Поэтому, рекомендуется применять высокомолекулярное жидкое стекло с низкой вязкостью.

В последние годы для уменьшения остаточной прочности композиций на связке из жидкого стекла применяют модифицированное жидкое стекло, что позволяет снизить его количество в смеси до 3÷4 % без ухудшения технологических свойств композиций. Так, например, модифицирование жидкого стекла полиакриламидами позволило получить композиции с более высокими физико-механическими свойствами, снизить расход связующего на 30 %, улучшив при этом разрушаемость композиций вдвое.

Модифицирование дает возможность изменять химический состав жидкого стекла. Установлено, что замена части ионов  $\text{Na}^+$  на  $\text{K}^+$  или  $\text{NH}_4^+$  уменьшает остаточную прочность композиций на связке из жидкого стекла.

Как упоминалось выше, остаточная прочность композиций зависит от дисперсности наполнителя. Оптимальная величина зерен кварцевого песка, используемого обычно в качестве наполнителя, составляет 0,2÷0,3 мм. Изменение дисперсности наполнителя в ту или другую сторону ухудшает остаточную прочность композиций.

Наиболее доступный и распространенный способ разупрочнения композиций – введение активных добавок [3-10, 15].

В настоящее время универсального решения проблемы разупрочнения кремнеземсодержащих композиций на связке из жидкого стекла нет. Все используемые добавки делятся на два вида.

К первому виду относятся органические добавки. Наиболее эффективное действие их проявляется при прогреве смеси до температуры не выше 800 °С. При этом, органические добавки разлагаются с выделением газов, которые проходя через смесь, разрушают пленку связующего, в результате чего связь между зернами наполнителя нарушается.

Известны также органические добавки, разлагающиеся с выделением углерода, препятствующего смачиванию зерен наполнителя жидкой фазой, например, тростниковый сахар.

Наиболее распространенными органическими добавками являются каменный уголь, мазут, кокс, сажа, сахар, нафталин, древесные опилки, крахмал, каменноугольная пыль, сланцевая-, инден-кумароновая-, полихлорвиниловая-, фенольная-, мочевиновая смолы, декстрин, дизельное топливо, муравьиная кислота, низкомолекулярные алкидные смолы, кубовые остат-

ки в сочетании с виноградным сахаром, рисовой шелухой, древесной мукой или их смесью и т.д.

Наряду с этими добавками предлагается применять 0,1÷1 %-ный раствор натриевой соли карбоксиметилцеллюлозы; 0,3÷0,7 %-ные эмульсии, содержащие 5÷20 % машинного масла или экстракт селективной очистки масельных дистиллятов в количестве 0,8÷1,0 %. Значительно снижается остаточная прочность при введении 4 % каменноугольной пыли и 2 % древесных опилок; 0,55 %-ного раствора пропанасфальта в керосине; 0,1÷1 %-ного раствора пропиленкарбоната.

Таким образом, анализ литературных данных показывает, что существенным недостатком органических добавок является сравнительно низкая температура их разложения (до 800 °С), что ограничивает их применение. Кроме того, в большинстве случаев органические добавки токсичны, что затрудняет условия их эксплуатации.

Ко второму виду относятся добавки неорганического происхождения. Они обладают рядом преимуществ по сравнению с органическими: экономичностью, нетоксичностью, эффективностью воздействия на композиции, возможностью применения в широком интервале температур, что значительно расширяет область их применения. Неорганические добавки можно разделить на три группы.

Первая подгруппа включает добавки, способствующие смещению второго максимума прочности в область более высоких температур начала кристаллизации силикатной системы  $R_nO_m - Na_2O - SiO_2$  и повышению ее вязкости. Следует отметить, что с увеличением длительности прогрева смеси возрастает эффективность действия добавок. Остаточная прочность композиций в этом случае снижается из-за уменьшения прочности силикатной системы.

Вторая подгруппа включает добавки, обеспечивающие образование силикатного расплава. Они являются минерализаторами, способствуют снижению вязкости силикатного расплава и, тем самым, повышают скорость растворения в нем  $SiO_2$  наполнителя. Эффективность действия таких добавок возрастает с повышением температуры нагрева композиции, так как это способствует растворению наполнителя. Разупрочнение композиций в этом случае значительно улучшается.

Наиболее распространенными представителями добавок первых двух подгрупп являются вещества, содержащие оксиды алюминия, кальция, железа, титана, магния и др. Известно также об использовании таких материалов, как бентонит, сланцевый порошок, глина, отходы содового производства, шамот, боксит, обожженный оксид магния, полученный из морской воды, диатомитовая крошка, зола теплоцентралей, окислы железа. Содержание их не должно превышать 8 % от общей массы композиций, кроме того, в литературе приводятся сведения о применении комплексных добавок, в частности, 1,5 % золы + 0,5 % магнезита; 1,5 % золы + 0,5 %  $Al_2O_3$  + 0,5 %  $MgO$ ; 10 % шамота и 8 % боксита.

К третьей подгруппы относятся добавки, обеспечивающие разупрочнение композиций вследствие полиморфных превращений, вызванных переходом вещества из одной модификации в другую, сопровождающих-

ся увеличением объема. К таким соединениям относятся, например, двухкальциевый силикат и кварц.

Двухкальциевый силикат – одно из основных соединений системы  $CaO - SiO_2$ . В интервале температур 20÷1500 °С обнаружено пять кристаллических форм двухкальциевого силиката:  $a, a_n^1, a_L^1, b, g$ .

Полиморфные превращения двухкальциевого силиката обусловлены тепловыми перемещениями атомов и сопровождаются перестройкой структурных элементов без разрыва химических связей. Особое место среди них занимает  $\beta \rightarrow \gamma$  – превращение двухкальциевого силиката. Известно, что такой переход сопровождается изменением объема  $\beta-C_2S$  на 12 %, что приводит к саморассыпанию материала. Плотность  $\beta-C_2S$  равна 3,28, а плотность  $\gamma-C_2S$  – 2,97.

Из модификаций кремнезема главными являются кварц, тридимит, кристобалит, а каждое из этих веществ имеет еще низко- и высокотемпературные модификации.

Превращения  $\alpha$ -кристобалит  $\rightarrow$   $\alpha$ -тридимит и  $\alpha$ -тридимит  $\rightarrow$   $\alpha$ -кварц в связи с перестройкой структуры протекают чрезвычайно медленно. При введении минерализаторов скорость модификационных переходов возрастает.

Превращение  $\alpha \rightarrow \beta$ -кварц происходит при 573 °С и сопровождается изменением объема на 4,92 %, что приводит к разрушению материала. Особенно сильно это проявляется в композициях, содержащих повышенное количество кварца.

Анализ литературных данных показывает, что полиморфные превращения, сопровождающиеся изменением объема, достаточно хорошо используются для разупрочнения композиций, применяющихся в литейном производстве при изготовлении форм. Этим изделиям необходима прочность только в момент заливки в них металла, а после его охлаждения требуется разупрочнение композиций.

Таким образом, для разупрочнения кремнеземсодержащих композиций на связке из жидкого стекла необходимо интенсифицировать в них полиморфные превращения кварца и двухкальциевого силиката, сопровождающиеся изменением объема смесей и предопределяющие их саморассыпание.

В работах [11-14] указано, что переход  $\beta-C_2S \rightarrow \gamma-C_2S$  можно интенсифицировать физическим и кристаллохимическим путем. Кристаллохимическая интенсификация указанного полиморфного превращения обеспечивается добавками, высокотемпературные формы которых не изоморфны с высокотемпературными формами  $C_2S$ , а низкотемпературные – изоморфны с низкотемпературными формами  $C_2S$ .

Вещества, обладающие большей растворимостью в  $\gamma$  форме  $C_2S$  по сравнению с  $\beta$ -формой, интенсифицирует  $\beta \rightarrow \gamma$ -полиморфное превращение двухкальциевого силиката.  $FeO$  и  $MgO$  способствуют переходу  $\beta \rightarrow \gamma-C_2S$ , поскольку растворимость катионов  $Fe^{2+}$  и  $Mg^{2+}$  в регулярной оливинной структуре  $\gamma-C_2S$  больше по сравнению с другими формами  $C_2S$ .

В литературе приводятся сведения о механизме саморассыпания масс содержащих  $\beta$ -форму двухкальциевого силиката, переход который в  $\gamma-C_2S$  связан с возникновением внутренних напряжений из-за

уменьшения плотности материала. Следует отметить, что разрушение затвердевшего материала начинается с отслаивания с его поверхности тонких чешуек и постепенно распространяется вглубь.

Введение в композиции на связке из жидкого стекла добавки, содержащей мел, мергели и плавиковый шпат, способствует образованию  $\beta$ -двухкальциевого силиката, переходящего при медленном охлаждении смеси в  $\gamma$ -форму. Физическое интенсифицирование переход  $\beta \rightarrow \gamma$ -C<sub>2</sub>S происходит вследствие медленного охлаждения материала, подвергнутого термообработке.

Таким образом, анализ литературных данных, показывает, что образованию  $\gamma$ -двухкальциевого силиката способствует соблюдение определенных режимов обжига и охлаждения и введение добавок, ускоряющих формирование его структуры.

Как уже называлось, разупрочнение композиций на связке из жидкого стекла можно обеспечить также благодаря полиморфным превращениям кварца. Для интенсификации полиморфных превращений кварца используют добавки – минерализаторы.

Минерализующий эффект добавок проявляется в процессе формирования и роста кристаллов. Следует отметить, что кристаллизация в этом случае протекает ступенчато, выделяющаяся скрытая теплота кристаллизации замедляет этот процесс, и ионы минерализатора покрывают поверхность растущих кристаллов, предотвращая тем самым их резорбцию.

Влияние минерализаторов объясняется воздействием потенциалов их электростатических полей на структуру кристалла. Действие минерализаторов зависит от размера ионов, величины электростатического заряда и степени поляризации.

Анализом литературных данных [1-10] установлено, что механизм действия минерализаторов обусловлен их поляризующим и каталитическим воздействием на кристаллическую решетку кварца, вследствие чего понижается температура полиморфных превращений, он плавится, образуются эвтектики и расплавы с пониженной вязкостью. В дальнейшем образуются твердые растворы замещения части ионов Si<sup>4+</sup> в кристаллической решетке кварца ионами минерализатора и возрастает их подвижность, что приводит к разрушению кристаллической решетки кремнезема. Наиболее эффективными минерализаторами, влияющими на полиморфные превращения кварца, являются Fe<sub>2</sub>O, FeO, Na<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub>, Na<sub>2</sub>SO<sub>3</sub>, Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>, K<sub>2</sub>SO<sub>3</sub>, Li<sub>2</sub>SO<sub>3</sub>, Na<sub>2</sub>AlF<sub>6</sub>, NaF, KF, LiF и др. Следует отметить, что комплексообразующие катионы B<sup>3+</sup>, Al<sup>3+</sup>, P<sup>5+</sup> снижают способность кварца к полиморфным превращениям. Однако, введение их в композиции совместно с минерализующей добавкой (например, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + FeO) наоборот значительно повышает скорость полиморфных превращений кварца.

Таким образом, анализ литературы показал, что наиболее эффективным способом разупрочнения композиций на связке из жидкого стекла является их саморассыпание вследствие полиморфных превращений кварца и двухкальциевого силиката.

## Выводы:

1. Основным недостатком композиций на связке из жидкого стекла является высокая остаточная прочность, вызванная процессами, протекающими при их термообработке. Разупрочнение композиций достигается смещением образования силикатного расплава в область более высоких температур путем применения модифицированного или высокомодульного жидкого стекла, вводом органических или неорганических добавок, оптимальной величиной зерен наполнителя равной 0,2÷0,3 мм.

2. Показано, что одним из перспективных способов разупрочнения композиций является их саморассыпание вследствие полиморфных превращений кварц и двухкальциевого силиката. Повышение эксплуатационных характеристик композиций с применением эффективных мер по их разупрочнению будет способствовать значительному улучшению качества литья, что является одной из важных задач металлургии.

## Список литературы:

1. Лясс А.М., Валисевский И.В. Об улучшении выбиваемости смесей с жидким стеклом. Литейное производство, 1961, № 9, с. 33-36.
2. Лясс А.М., Валисевский И.В. Пути улучшения выбиваемости смесей с жидким стеклом. Труды ЦНИИТМаш, 1960, № 6, с. 81-95.
3. Белобородов Н.А., Будштейн Р.И., Чернявский В.В. Применение жидкого стекла в качестве связующего в современном литейном производстве. Крамоторск, 1981. 112 с.
4. Бречко А.А., Беликанов Г.Ф. Формовочные и стержневые смеси с заданными свойствами. Л.: Машиностроение, 1982. 215 с.
5. Немировский Л.М., Зорин М.Д., Мурзенко Г.Н. Улучшение выбиваемости смесей на жидком стекле. Литейное производство, 1969, № 5, с. 46.
6. Морозов И.В., Чернявская Н.Т., Аверли Е.К., Виткович Н.Д., Лубенец К.П. Современное направление улучшения выбиваемости жидкостекольных смесей. Литейное производство, 1984, № 2, с. 17.
7. Якунин Ю.П., Курочкин П.Д., Спасский В.В. Классификация добавок, улучшающих выбиваемость жидкостекольных смесей. Литейное производство, 1973, № 4, с. 43-45.
8. Черногоров П.В., Васин Ю.П., Никифоров А.П. Улучшение выбиваемости жидкостекольных смесей. Литейное производство, 1962, № 12, с. 35-36.
9. Мамедов С.Р. Стержневая смесь на жидком стекле хорошей выбиваемости. Литейное производство, 1961, № 6, с. 44.
10. А.с.850250 (СССР). Комплексная добавка для улучшения выбиваемости литейных форм и стержней изготовляемых с жидкостекольным связующим / Б.С. Ливичкая, Ю.В. Мельник и др. Оpubл. в Б.И., 1981, № 28.
11. Курочкин П.Д., Якунин Ю.П. и др. Влияние некоторых факторов на выбиваемость жидкостекольных стержневых смесей. В кн.: Новое в процессах горячей обработки металлов. М.: Машиностроение, 1971, с. 70-74.
12. Миджли Х.Г. Полиморфизм ортосиликата кальция. В кн.: VI Международный конгресс по химии цемента, т. 1. М.: Стройиздат, 1976, с. 63-68.
13. Савельев В.Г., Кешишян Т.Н., Абакумов А.В. Синтез и исследование свойств самораспадающихся белитовых цементов. Труды Моск. химико-технол. ин-та, 1979, вып. 108, с. 126-131.
14. Еремин Н.И., Егорова А.И., Дмитриева А.М., Фирфакова И.Б. Исследование твердых растворов 2CaO·SiO<sub>2</sub> с окислами некоторых металлов. Журн. прикл. химии, 1970, т. 43, вып. 1, с. 18-24.
15. Атакузиев У.А., Атакузиев Э.Т. Разупрочняющиеся кремнеземистые композиции на связке из жидкого стекла. Сб. статей «Новые технологии в цветной металлургии Республики Узбекистан». Т.: Мехнат, 2001, с. 51-52.

# АНАЛИЗ МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА КВАРЦЕВЫХ ПЕСКОВ ЯНГИАРЫКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Бабаев З.К., доцент Ургенчского государственного университета, канд. техн. наук

Современные требования по повышению качества и конкурентоспособности изделий из стекла определяются максимальным содержанием в нем основного вещества при минимальном содержании нерастворимого остатка и органических примесей. Применение сырьевых материалов, отвечающих этим требованиям, обеспечивают однородность, прозрачность, отсутствие цветовых оттенков, а также высокие технологические свойства, сведения о которых приведены в [1].

Из литературных данных [2, 3] известно, что на территории Республики Узбекистан имеются богатейшие месторождения кварцевых и кварц-полевошпатных песков, пригодных для стекольной промышленности.

Одним из таких месторождений является Янгиарыкское месторождение кварцевых песков расположенное в Хорезмской области. Для исследования вещественного состава были отобраны 20 проб, характеризующие различные участки месторождения. Каждая укрупненная проба составлена из 5-6 единичных проб массой 5-10 кг, отобранных по поперечному сечению карты. Материал единичных проб усреднялся перемешиванием и делился квартованием до получения средней пробы.

Проведены минералогический, химический и гранулометрический анализы проб и оценка окатанности песчаных зерен. Осмотр под электронным микроскопом песка показал, что это, в основном, мелкозернистый кварцевый материал, в котором зерна бесцветного прозрачного кварца имеют угловатую и угловато-окатанную форму. Частички его слагаются из короткопризматических форм кварца с показателем преломления  $N_g = 1,544$  и  $N_p = 1,535$  и двупреломлением  $\Delta N = 0,009$ .

Янгиарыкский кварцевый песок по своему химическому составу близок к кварцевому сырью. Химический состав небогатенных песков следующий (масс. %)  $S_iO_2 - 84,4$ ;  $TiO_2 - 0,08$ ;  $Al_2O_3 - 2,5$ ;  $Fe_2O_3 - 1,46$ ;  $CaO - 2,5$ ;  $MgO - 1,1$ ;  $K_2O - 1,9$ ;  $Na_2O - 1,7$ ; п.п.п. - 0,92.

Данные рентгенографического анализа свидетельствуют, что значения межплоскостных расстояний: 0,426; 0,370; 0,335; 0,320; 0,245; 0,225; 0,213; 0,181; 0,167; 0,154 нм характеризуют наличие  $\alpha$ -кварца в Янгиарыкском кварцевом песке [3].

Важной характеристикой песка при стекловарении является их зерновой состав. Средний гранулометрический состав, полученный методами сухого и

мокрого ситового анализа, приведен в табл.

Анализ полученных результатов свидетельствует об уменьшении выхода классов 0,3-0,2 мм и увеличении выхода более мелкого материала при мокром ситовом анализе. Причиной перераспределения материала внутри классов крупности является частичное разрушение агрегатов кварцевого песка, что показывает наличие глинистых агрегатов в кварцевом песке.

С целью уточнения координационного состояния разновалентных форм железа в составе исходного и обогащенного кварцевого песка Янгиарыкского месторождения были сняты спектры ЭПР. Они снимались на радиоспектрометре РЭ-1301 с рабочей частотой 9,3 ГГц при комнатной температуре для поликристаллических порошков. Развертку магнитного поля калибровали, используя стандарты  $Mn^{2+}$  в кубической решетке MgO, значение g-фактора определяли относительно эталона-радикала ДФПГ с-2,0036. Согласно данным [4] присутствие ионов железа ( $Fe^{2+}$ ,  $Fe^{3+}$ ) в кристаллических и стеклообразных твердых телах проявляется наличием в спектрах ЭПР линии с традиционными параметрами фактора спектроскопического расщепления  $q-2,0$  и  $q-4,0$ . Ранее [4], исследованиями валентно-координационного состояния ионов железа в стеклах системы  $CaO - ZnO-Fe_2O_3-R_2O_3-SiO_2$ , где R-V, Al, Ga и кристаллов  $CaO-MgO-Fe_2O_3-SiO_2$ , было установлено в согласии с другими авторами, что если линии с  $q = 4,1-4,3$  относятся к группе  $[Fe_2O_4]$ , то с  $q = 2,0$  - к октаэдрической координации, являющейся элементами структурной сетки твердого тела. Спектры ЭПР исследуемого кварцевого песка имеют обычный вид с двумя линиями. Установлено, что интенсивности сигналов ЭПР исходного песка уменьшаются после обогащения, оставшиеся железосодержащие примеси в песке имеют, в согласии с данными ЭПР, группировки с октаэдрическим и тетраэдрическим окружением по кислороду.

Сопоставляя полученные данные с требованиями к сырьевым материалам, при производстве стеклоизде-

Таблица  
Гранулометрический состав Янгиарыкского кварцевого песка

Классы крупности, мм	Содержание, %		Классы крупности, мм	Содержание, %	
	сухой рассев	мокрый рассев		сухой рассев	мокрый рассев
0,85 + 0,60	2,0	3,0	-0,20 + 0,16	49,0	50,0
-0,60 + 0,40	8,5	7,5	-0,16 + 0,10	13,5	19,5
-0,40 + 0,30	5,0	4,0	-0,10	1,0	2,0
-0,30+0,20	21,0	15,0	-	-	-

лий следует отметить, что данный кварцевый песок без обогащения может быть использован при производстве бутылочного стекла марки ЗТ.

Были рассмотрены варианты обогащения кварцевого песка по методикам, предложенным сотрудниками Института минеральных ресурсов Государственного комитета по геологии и минеральным ресурсам Республики Узбекистан [5]. После обогащения песок имеет химический состав (масс. %): SiO<sub>2</sub> - 97,32; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 0,27; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 0,05; CaO - 0,20; MgO - 0,22; Na<sub>2</sub>O - 0,3; K<sub>2</sub>O - 0,90; п.п.п. - 0,76.

Таким образом, полученные методами физико-химического анализа данные минералогического геохимического состава кварцевых песков Янгиарыкского месторождения говорят об их пригодности для получения тарного и цветного стекла в условиях Кара-

калпакии и Хорезмского региона, где в настоящее время имеется 2 завода по выпуску стеклотары различного ассортимента.

**Список литературы:**

1. Федорова В.А., Белова Н.А., Сырьевые материалы и качество изделий. «Стекло и керамика». 1987. № 7. с. 9-10.
2. Закиров М.З., Гафурджанов С.Г. Кварцевые и кварц-полевошпатовые пески Узбекистана. Т.: Фан, 1983, 93 с.
3. Михеев В.И. Рентгенографический определить минералов. М.: Госгеологиздат, 1957, 868 с.
4. Горшков В.С., Тимошев В.В., Савельев В.Г. Методы физико-химического анализа вяжущих веществ. М.: Высшая школа, 1981. с. 37-40.
5. Ильганов В.Б., Исмаилов А.А. Об обогатимости кварцевых песков Джеройского месторождения. Доклады АН УзССР-1997. № 8, с. 49-51.

УДК 669.849.4: 621.762

© Ляпин С.Б., Штырлов П.Ю., Хайтмитов А.А., Гуро В.П., Атакузиев А.А. 2005 г.

## ПОЛУЧЕНИЕ АММОНИЯ РЕНИЕВОКИСЛОГО ИЗ ОТХОДОВ СПЛАВА Fe-Ni-Re

**Ляпин С.Б.**, мл. научный сотрудник Института общей и неорганической химии АН РУз; **Штырлов П.Ю.**, мл. научный сотрудник Института общей и неорганической химии АН РУз; **Хайтмитов А.А.**, генеральный директор СП «Азия Рениум Ресурс» при УзКТЖМ; **Гуро В.П.**, зав. лабораторией цветных металлов Института общей и неорганической химии АН РУз, канд. хим. наук; **Атакузиев А.А.**, зам. начальника НИО O'zGEOTEHLITI, канд. хим. наук

Наряду с традиционными сырьевыми источниками рения: молибденитовым и медным концентратами медно-молибденовых месторождений, отходами от переработки медистых сланцев, промышленными водами [1] в последнее время широкое применение находит так называемое техногенное сырье: лом и металлоотходы сплавов рения, отработанные ренийсодержащие катализаторы и т.п. Одним из подобных объектов стал тройной Fe-Ni-Re сплав.

Разработка технологии его переработки стала целью исследования.

Известно, что никель-аммонийные квасцы - двойная соль Ni(NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>2</sub>·6H<sub>2</sub>O получают сливанием горячих насыщенных растворов сернокислых солей никеля и аммония в эквивалентном соотношении [2]. Взяв за основу этот прием вывода из тройной системы одного из компонентов разработан способ очистки рениевых растворов от железа и никеля, включающий в себя растворение сплава в разбавленной серной кислоте с добавкой окислителя, осаждение никеля в виде указанной соли, последующее разделение рения и железа в фильтрате с помощью анионного обмена.

Так как полнота осаждения никеля в виде никель-аммоний-сульфата являлась важным технологическим параметром, было изучено влияние на него концентрации Ni(NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>2</sub> в исходном растворе.

Использовались модельные сернокислые растворы смеси солей Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>·9H<sub>2</sub>O, NiSO<sub>4</sub>·7H<sub>2</sub>O и NH<sub>4</sub>ReO<sub>4</sub> в соотношении, возникающем при растворении сплава Fe-Ni-Re, %<sub>масс</sub>: Ni 42,5; Re 11,1; Fe – остальное. Ис-

ходная концентрация по никелю во всех растворах была характерной для технологических растворов переработки этого сплава: 40 г/л. В аликвотные части, 50 мл, исходного раствора вводили различные количества сульфата аммония. При этом, выпадал мелкокристаллический осадок двойной соли сине-зеленого цвета. Через 30 мин. осадок отделяли фильтрованием на воронке Бюхнера и промывали 2-3 раза небольшими порциями (3-5 мл) 25 %-ного раствора (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>. Фильтрат анализировали на содержание никеля и рения (табл. 1).

Максимальное извлечение никеля в осадок наблюдалось при концентрации сульфата аммония в растворе ≥200 г/л (~5-и кратный массовый избыток по отношению к никелю). В растворе оставалось около 1 г/л никеля, т.е. в осадок извлекалось до 97 % Ni. Концентрация рения в растворе не изменялась.

В табл. 2 приведена растворимость некоторых

**Таблица 1**  
Влияние концентрации (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> на полноту осаждения никеля в виде Ni(NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>2</sub>·6H<sub>2</sub>O (Ni<sup>2+</sup><sub>исх.</sub> = 40 г/л)

[(NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ], г/л	[Ni] <sub>равн.</sub> г/л	Осаждение Ni, %
80	30,0	25,0
160	10,0	75,0
240	2,0	95,0
320	1,3	96,8
400	1,2	97,0

простых и двойных солей железа, никеля и, для сравнения,  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ , при 20 °С. Из табл. 2 следует, что для двойной соли никеля она составляет 59 г/л (~9 г/л Ni). Снижение растворимости по никелю до 1 г/л в присутствии избытка  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ , очевидно обусловлено влиянием высокого солевого фона.

Наиболее подходящим способом извлечения рения из полученного сернокислого раствора и его отделения от железа является сорбция анионитами различного типа (АВ-17, АН-21 и т.п.) [3]. Для сорбции Re был испытан анионит «Lewatit M 500» (зарубежный аналог сильноосновного анионита АВ-17).

При этом, поступали следующим образом. Маточный раствор после отделения двойной соли никеля нейтрализовали аммиаком до pH 1 и пропускали через колонку размером 0,9×11,5 см, наполненную указанным анионитом в  $\text{SO}_4^{2-}$ -форме, со скоростью 2 объема колонки в час. Рений десорбировали 6-ю объемами раствора  $\text{HNO}_3$  с той же скоростью (вымывается до 98 % Re).

Полученные результаты позволили предложить следующую технологическую схему переработки сплава Fe-Ni-Re.

Сплав растворяют при нагревании в серной кислоте (440 г/л) с таким расчетом, чтобы концентрации никеля и рения составляли соответственно 40 и 10 г/л. Для активизации процесса разложения сплава в кипящий раствор подливают небольшими порциями азотную кислоту (пл. 1,4) в количестве, равном 20 % от общего объема раствора. (Наши предварительные исследования показали, что при введении  $\text{HNO}_3$  потеря рения, связанных с соосаждением его с двойной солью никеля, не наблюдается). Полученный раствор нейтрализуют аммиаком до кислотности 50 г/л (в пересчете на  $\text{H}_2\text{SO}_4$ ). Выпавшую двойную соль никеля отделяют фильтрованием, а из маточника, предварительно нейтрализованного до pH-1, извлекают рений сорбцией на анионите «Lewatit M 500» в  $\text{SO}_4^{2-}$ -форме с последующей десорбцией его раствором азотной

Таблица 2

Растворимость некоторых солей железа и никеля в воде

Формула соединения	В твердой фазе*	Растворимость безводного вещества при T = 20 °С (в г/100 г H <sub>2</sub> O)
$(\text{NH}_4)_2\text{Fe}(\text{SO}_4)_2$	6 H <sub>2</sub> O	22,5
$\text{NH}_4_2\text{Fe}(\text{SO}_4)_2$	12 H <sub>2</sub> O	124
$(\text{NH}_4)_2\text{Ni}(\text{SO}_4)_2$	6 H <sub>2</sub> O	5,9
$\text{FeSO}_4$	7 H <sub>2</sub> O	26,5
$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$	9 H <sub>2</sub> O	440
$\text{NiSO}_4$	7 H <sub>2</sub> O	75,6 (15 °С)
$(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$	-	75,4

\*) Число молекул воды в кристаллогидрате (Т.Ф.), находящемся в равновесии с насыщенным раствором

кислоты (315 г/л). Из азотнокислого элюата путем упаривания и нейтрализации аммиаком выделяют чистую соль аммония рениевокислого.

Общее извлечение рения в товарную соль составляет 90 % масс. Некоторая неполнота его извлечения объясняется присутствием в растворе  $\text{NO}_3^-$ -ионов, отрицательно влияющих на его сорбцию. Полученная на начальной стадии технологического процесса соль никеля – никель-аммоний сульфат, находит спрос в качестве компонента ванн гальванического никелирования и, поэтому, также является товарным продуктом.

Разработанная технологическая схема получения перрената аммония из железо- и никель содержащих металлических рениевых отходов успешно применена на ОАО УзКГЖМ.

#### Список литературы:

1. Борисова Л.В., Ермаков А.Н. Аналитическая химия рения. М.: Наука, 1974, с. 11.
2. Карякин Ю.В., Ангелов И.И. Чистые химические вещества. М.: Химия, 1974, с. 290.
3. Холмогоров А.Г., Падерина Н.В., Кучинская Л.М., Юркевич Т.Н. // В кн. «Труды IV Всесоюзного совещания по проблеме рения». М.: Наука, 1976, с. 63.

УДК 622.0

© Камалов З.К. 2005 г.

## К ВОПРОСУ ОБОГАЩЕНИЯ СЫРЬЯ

Камалов З.К., доцент СамГУ им. А. Навои, канд. хим. наук

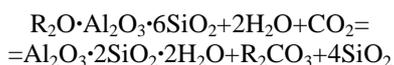
Республика Узбекистан располагает огромными запасами природных минерально-сырьевых ресурсов, способных обеспечить потребности химической отрасли промышленности. Промышленность силикатов, включающая производство керамики, вяжущих веществ и стекла, является наиболее успешно развиваемой и обновляемой отраслью. К основным минерально-сырьевым материалам для этих производств относятся: полевой шпат, доломит, магнезит, кварцевый песок, каолинит, бентонит, волластонит, гипс и другие. Среди них наибольший интерес представляет каолин

или «каолин», являющийся основным компонентом для получения материалов керамического и фарфорово-фаянсового производства. Химическая инертность, высокая дисперсность и чистота, огнеупорность, белый цвет и большое содержание глинозема  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , способность приобретать прочность после обжига и сильно развитая активная поверхность предопределяет его использование. Обогащенный каолин, содержащий минимальное количество красящих окислов, применяется в керамике, производстве фарфора и фаянса. Низшие сорта каолина успешно применя-

ются в технической керамике. В качестве наполнителя каолин используется в бумажной, парфюмерной, резиновой и кабельной промышленности, а также для получения пластмасс. В меньшей степени его применяют в производстве ультрамарина и ряда других красок, клеенки, искусственных кож и тканей, карандашей, ядохимикатов и в других видах производства. В соответствии с этим и требования к качеству каолинов разнообразны. Основными слагающими фракций природных каолинов являются минералы каолинит и гидрослюда.

Известно, что каолинит ( $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ) – это водный силикат алюминия, состоит из 46,54 %  $\text{SiO}_2$ , 39,5 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и 13,96 %  $\text{H}_2\text{O}$ . Каолинит – это глинистый минерал, жирный на ощупь, слоистой структуры, моноклинной и триклинной систем, образующий псевдогексагональные чешуйки той или иной степени огранки формы. Триклинный каолинит, возникший при выветривании в процессе формирования, постепенно переходит в моноклинный.

Каолин – это глинистая порода, образовавшаяся в результате выветривания, эрозии, разрушения или гидротермального изменения гранитных слюдинокварцполевошпатовых пород по уравнению реакции:



где R: K или Na

В лабораторных условиях проведены серии опытов по изучению состава, свойств и обогащению каолинизированных песков. Рядовые пробы белого цвета были отобраны на различных участках, на расстоянии около 25 км от станции Зиаэтдин Навоийской области.

Пробы подвергнуты сушке, измельчению и методом квартования подготовлены для анализа. Вещественный состав рядовых проб определялся с помощью химического, спектрального и минералогического анализов в Центральной лаборатории ГПП «Самаркандгеология». Усредненная рядовая проба глинистых каолинизированных песков имела следующий химический состав:

$\text{SiO}_2$ – 71,44 %	$\text{Na}_2\text{O}$ – 0,24 %	$\text{H}_2\text{O}$ – 0,58 %
$\text{K}_2\text{O}$ – 5,14 %	$\text{SO}_3$ – 0,42 %	$\text{Al}_2\text{O}_3$ – 16,21 %
$\text{CO}_2$ – 0,76 %	$\text{TiO}_2$ – 0,19 %	$\text{MgO}$ – 0,52 %
$\text{Fe}_2\text{O}_3$ – 0,75 %	$\text{CaO}$ – 0,62 %	п.п.п – 3,25 %

Из результатов химического анализа видно, что образцы проб каолинизированных песков в основном состоят из трех компонентов: кремнезема, глинозема и окиси калия. Очевидно, главными слагающими породу минералами образцов проб являются кварц, каолинит и полевые шпаты. В значительно меньших количествах имеются в пробе хлорит, кальцит, гетит и слюдистые минералы – серицит, мусковит и биотит. В виде единичных зерен встречаются такие минералы, как рутил, эпидот, апатит, циркон и др.

Количественное соотношение минералов в рядовых пробах каолинизированных песков составляют: кварц – 43,5 %, каолинит – 24,2 %, полевые шпаты – 22,4 %, (биотит, мусковит, серицит) – 6,4 %, хлорит – 1,2 %, кальцит – 1,4 %, гидроокислы железа – 0,7 %, (рутил, эпидот, апатит, циркон) – 0,15%.

Для увеличения содержания глинозема в каолинизированных песках пробы образцов были подвергнуты обогащению методом седиментационного статического отмучивания по известной методике. Отмучивание проводили при плотности пульпы Т : Ж = 1 : 25 с применением реагентов-пептизаторов жидкого стекла, соды и карбоксиметил-целлюлозы. Время и скорость отстаивания для получения фракций разной крупности в опытах седиментационного отмучивания рассчитывалось по известной формуле Стокса. Каждая фракция получалась в результате 3-х кратного отстаивания имитацией схемы процесса на промышленных гидроциклонах малого диаметра (15 мм).

В результате статического отмучивания с применением реагентов – пептизаторов удалось значительно повысить выход наиболее тонких классов фракций ( $10 \div 5$  мк). Проведенные опыты с 3-х кратной обработкой пульпы позволили получить каолин при содержании в них глинозема 32,7 %  $\div$  34,98 %, с выходом твердого продукта соответственно 18,34 %  $\div$  22,41 %. Содержание окислов железа и титана было в пределах 0,42 %  $\div$  0,64 %  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и 0,14 %  $\div$  0,18 %  $\text{TiO}_2$ . Основным недостатком каолинизированных песков подвергнутому обогащению, является малый выход обогащенного каолина при достаточно высоком проценте извлечения (~ 92 %) глинистого вещества в концентрат. Степень белизны обогащенного каолина определена на спектрофотометре и составила показатель – 71,48 %. Огневая проба образцов каолина, проведенная в условиях фарфорового производства, дала нерастворимый в воде прочный черепок с положительными физико-механическими свойствами.

В процессе обогащения каолинизированных песков были также получены кварцполевошпатовый и кварцевые концентраты. Полученные образцы проб подвергнуты магнитной сепарации для снижения доли окислов железа.

Выход кварцполевошпатового концентрата составляет примерно 25,64 % при содержании  $\text{K}_2\text{O}$  от 8,5 % до 12,36 % и  $\text{Na}_2\text{O}$  от 1,4 % до 3,5,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  от 0,19 % до 0,45 %.

Выход кварцевого песка составляет от 38,24 % до 42,98 % при содержании  $\text{SiO}_2$  от 92,39 % до 97,45 % и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  от 0,17 % до 0,47 %.

Результаты проведенных лабораторных исследований позволяют сделать вывод о возможности комплексного обогащения каолинизированных песков и получения таких промышленных важных материалов как каолин, кварцполевошпатовый и кварцевые концентраты, которые как отдельные компоненты или комплексно могут быть пригодны для получения глазури, фритты, готовой фарфоровой массы керамической и других отраслей промышленности.

## НОВЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ

**Ансимов А.А.**, главный энергетик Северного рудоуправления НГМК; **Крюкова С.С.**, инженер-энергетик ОГЭ Северного рудоуправления НГМК

О важности более широкого использования возобновляемых источников энергии (ВИЭ) в XXI веке вряд ли кого-то надо убеждать. Всем ясно, что основные не возобновляемые энергоресурсы раньше или позже исчерпаются. И что еще чрезвычайно важно, у возобновляемых источников энергии неоспоримые преимущества в области экологии. К ВИЭ, как известно, относятся солнечное излучение, энергия ветра, рек, водотоков, геотермальная энергия, рассеянная тепловая энергия воздуха и воды.

С увеличением объемов энергопотребления остро стоит вопрос уменьшения негативного влияния энергетики на окружающую среду. Одним из экологически чистых возобновляемых источников первичной энергии является гелиоэнергия, то есть получение энергии от Солнца. Получение энергии данным методом позволит избежать вредных выбросов в атмосферу, сэкономить органическое топливо, запасы которого ограничены. Главной причиной, сдерживающей использование гелиоустановок, является их высокая стоимость, кроме того, необходимо учитывать нерегулярный характер поступления солнечной энергии на Землю. Однако, интерес к гелиоэнергии не ослабевает. С начала 90-х годов темпы роста гелиоэнергетики в мире составляет 16 % в год, в то время, как мировое потребление нефти растет на 1,5 % в год. Специалисты убеждены, что к 2060 г. доля энергии Солнца на мировом энергетическом рынке превысит 50 %. Сотрудниками Северного рудоуправления внедрена гелиоустановка на УАТ площадки Кокпатас. Установка была запущена в 2001 г. За период эксплуатации гелиоустановки выработано за счет энергии солнца 163,6 Гкал. Планируются и разработаны проекты монтажа гелиоустановок на площадках рудника «Восточный», ГТР, ГРП-2, запущена гелиоустановка на столовой рудника «Восточный».

Определенная роль в решении проблем энергосбережения принадлежит тепловым насосам, обеспечивающим эффективную утилизацию низкопотенциального тепла грунтовых вод, воды морей и рек, сточных вод городов, тепла технологических процессов промышленных предприятий. Тепловой насос – одно из немногих устройств, которое производит в 3-7 раз больше тепловой энергии, чем потребляет электрической энергии на привод компрессора, и поэтому справедливо является наиболее эффективным источником высокопотенциального тепла. Тепловые насосы в 3-4 раза эффективнее электроджетов.

Во многих странах эти устройства давно производятся и успешно эксплуатируются наряду с другими средствами теплоснабжения. В мире работает свыше 10 млн тепловых насосов различной мощности – от нескольких киловатт до сотен мегаватт, а их общая тепловая мощность превышает 30 тыс. МВт. В настоящее время в Северном рудоуправлении предусмотрена установка теплового насоса на городских очистных сооружениях, что даст возможность за счет утилизации тепла сточных вод обеспечить теплоснабжение бытовых и производственных помещений участка городских КОС. Договор с компанией Alex TB GmbH (Германия) на поставку одного теплонасоса находится в проработке в НГМК.

Еще одним из новых направлений энергосбережения на предприятии является внедрение регулирующих электроприводов переменного тока на основе частотных преобразователей. Внедрение частотных преобразователей дает экономию энергоресурсов от 20 до 30 %. Система регулирования создает дополнительные возможности, а это: защита электродвигателей от перегрузок в рабочих и в аварийных режимах; плавный (перепрограммируемый) пуск и торможение электродвигателей; автоматически (программируемый) перевод системы в режим экономии электроэнергии при работе с моментом нагрузки меньше момента номинального; повышение надежности работы оборудования за счет устранения перегрузок в системах; увеличение срока службы основного технологического оборудования и межремонтного цикла. Пионерами внедрения частотных преобразователей является энергослужба ГМЗ-3. В настоящее время на производстве ГМЗ-3 эксплуатируются 13 электроприводов с частотными преобразователями фирмы «КЕВ» (Германия). Эффективность применения электроприводов с частотными преобразователями дала возможность расширения сферы применения преобразователей, в частности - на буровых установках геотехнологического рудника (2 буровые установки УРБ-3АЗ-051). Данное перспективное направление энергосбережения приобретает свое дальнейшее развитие, в плане внедрения автоматизированной системы управления с помощью частотных преобразователей на котельном оборудовании.

## ПЕРВОСТЕПЕННАЯ ЗАДАЧА - СОХРАНЕНИЕ ПРИРОДЫ КЫЗЫЛКУМОВ

Можина Г.А., начальник ЦЛКУТООС и РИПР Северного рудоуправления НГМК

К концу XX века человечество обрело не только великое, но и опасное техническое могущество, которое в той или иной степени оказывает негативное воздействие на окружающую среду. Сегодня мы все понимаем, что сохранить окружающую нас природу – одна из первостепенных задач. Слова – беречь, сберечь, оберегать – это наиболее точное определение природоохранной деятельности. Навоийский ГМК затрачивает на природоохранные мероприятия 6-7 % ассигнований от всех затрат на основную деятельность и особое внимание обращает на их выполнение. В свою очередь Северное рудоуправление НГМК тоже вносит лепту в сохранение хрупкой и суровой, неповторимой природы Кызылкумов.

Ежегодно Северное рудоуправление затрачивает немалые средства на природоохранную деятельность, расширяется круг задач по охране атмосферного воздуха, водных и земельных ресурсов, по их рациональному использованию. Составлены долгосрочные программы природоохранной деятельности до 2010 г., включающие строительство природоохранных объектов. Следует отметить, что с 2002 по 2004 гг. ассигнования на охрану атмосферного воздуха, водных ресурсов, земель по Северному рудоуправлению возросли с 1,4 до 2,4 млрд. сум. Возможно, простому обывателю и не видно, что же улучшилось, стал ли чище воздух? Но вот пример.

В 2004 г. на 11 т снизились выбросы в атмосферу сернистого ангидрида, благодаря выполненным природоохранным мероприятиям по улучшению работы сернокислотного производства. Снижение незначительное – но это шаг вперед. Уменьшились выбросы в атмосферу неорганической пыли стационарными источниками ГМЗ-3 за счет повышения эффективности работы пылегазоочистных установок (ПГОУ). В 2004 г. выбросы неорганической пыли уменьшились на 20 % по сравнению с тем же периодом работы в 2003 г. Этого на заводе добились, используя модернизированные водяные форсунки для орошения дробящейся руды.

Загазованность атмосферного воздуха выхлопными газами автомобилей - бич цивилизации. И здесь, в Северном рудоуправлении, с целью снижения выбросов в атмосферный воздух оксида углерода на автотранспорте (а/б № 1) с бензиновым двигателем производится контроль за содержанием токсических веществ в выхлопных газах, и транспорт, превышающий допустимые нормы выбросов CO, выводится из эксплуатации.

Вот незначительный перечень тех мероприятий по охране атмосферного воздуха, который призван

уменьшить негатив воздействия на воздушную среду, а, соответственно, и на почву.

Источником накопления токсичных веществ также являются отходы гидрометаллургических производств, складываемых в хвостохранилищах и содержащих в хвостах комплексные соединения цианидов с различными металлами. Лабораторией охраны окружающей среды ЦЛКУТООС и РИПР ведется мониторинг вредных химических веществ в зоне влияния хвостохранилища. Анализу подлежат пробы почвы, водные пробы по наблюдательным скважинам, расположенным по периметру хвостохранилища и скважинам, пробуренным на горизонты подземных вод. По данным мониторинга почвы в зоне влияния хвостохранилища не содержат соединений тяжелых металлов, вредных химических веществ, превышающих допустимые концентрации. Миграция комплексных соединений цианидов с различными металлами в подземные воды в районе хвостохранилища не обнаружена.

В ближайшем будущем на ГМЗ-3 для извлечения золота из неокисленных золото-сульфидных руд планируется использование технологии бактериального выщелачивания, как наиболее экологически чистой. Хотя понятие «чистой» - это условное понятие, и экологическая проблема полной утилизации высокотоксичных цианистых соединений остается по-прежнему острой.

В технологии переработки золотосодержащих руд используются очищенные хозяйственные стоки. Это стало возможным после строительства и запуска первой очереди станции биологической очистки на КОС г. Учкудука. Более 1,5 млн м<sup>3</sup> хозяйственных стоков после очистки подаются по трубопроводу на ГМЗ-3, 1,3 млн м<sup>3</sup> очищенных вод используется на полив зеленой парковой зоны города.

К природоохранным сооружениям относится: автомойка площадки рудника «Кокпатас» с использованием оборотного водоснабжения, площадка под завражку сжиженным газом.

Для города и автохозяйств необходимо строительство нескольких автомоек с оборотным водоснабжением. Эту проблему надо решать сегодня, так же как и вторичное использование отработанных автошин.

На сегодняшний день Северным рудоуправлением разрабатывается открытым способом месторождения золота и способом подземного выщелачивания месторождения урана. При открытом способе разработки месторождений воздействие человека на природную среду очень наглядно. Образование громадных выемок

в недрах земли, на поверхности искусственные горы отвалов. При этом, негативное воздействие на природную среду происходит не только в виде нарушения земной поверхности, но и в виде пылевых выбросов. Пылеподавление осуществляется с использованием орошения забоя карьера, руды, автодорог.

Восстановлению нарушенных земель уделяется особое внимание. От года к году увеличивается площадь рекультивируемых земель и возвращение её землевладельцу. За последние 3 года в результате рекультивации по Северному рудоуправлению возвращено в сельскохозяйственный оборот более 600 га земельных угодий. Восстановление нарушенных зе-

мель предопределяется технологией производства горных работ и соответствует санитарным и экологическим требованиям воспроизводства земельных ресурсов по сельхознаправлению. В 2005 г. предусматривается рекультивация и возврат землевладельцу 500 га земельных угодий по сельскохозяйственному направлению.

Вся природоохранная деятельность направлена на восстановление экосистемы с её изначальными ландшафтами, флорой и фауной. Всё, что мы делаем сегодня для сохранения природных богатств и чистоты окружающей среды, найдет отражение в будущем - в нашем здоровье, в здоровье будущих поколений.

УДК 338.4

© Друбецкий Я.Н. 2005 г.

## ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ИНВЕСТИЦИИ И РИСК ИНВЕСТИЦИОННЫХ ПРОЕКТОВ

Друбецкий Я.Н., зам. директора Северного рудоуправления НГМК, канд. экон. наук

Узбекистан, как известно, обладает мощными запасами минерально-сырьевых ресурсов, являющихся прочной основой развития многих отраслей национальной экономики. На современном этапе развития Республики Узбекистан горнодобывающая промышленность признана одной из приоритетных, определяющих экономический потенциал страны в целом.

С учетом благоприятной цены золота на мировом рынке Кабинетом Министров Республики поставлена задача интенсификации роста производства золота в Навоийском ГМК, реализация которой обусловила необходимость поиска новых путей расширения сырьевой базы золотодобычи за счет применения высокопроизводительных ресурсосберегающих технологий на уровне мировых стандартов качества, положенных в основу следующих крупных инвестиционных проектов [1]:

- расширение, реконструкция и техническое перевооружение ГМЗ-2 с увеличением производительности по переработке руды;

- реконструкция и модернизация существующей транспортной схемы карьера Мурунтау с последующим строительством нового конвейерного комплекса с КНК;

- строительство рудников для отработки прибортовых запасов карьера Мурунтау комбинированным открыто-подземным способом;

- строительство горно-металлургического предприятия на объединенной сырьевой базе золоторудных месторождений Кокпатас и Даугызтау - поэтапный перевод ГМЗ-3 на переработку золотосульфидных руд;

- расширение с частичной реконструкцией Зармитанского рудника с увеличением производительности по добыче руды подземным горным способом;

- строительство горно-металлургического предприятия на базе золоторудного месторождения Гужумсай.

Особое значение для осуществления намеченных проектов имеют реальные (прямые) инвестиции, которые связаны, как правило, с долгосрочными вложениями в производство, приобретением реальных активов. По мнению многих экономистов, решающим фактором в привлечение инвестиций является создание благоприятного инвестиционного климата [2].

В рыночной экономике под инвестиционным климатом обычно понимается совокупность политических, социально-экономических, финансовых, организационно-правовых и географических факторов, присутствующих в той или иной стране, привлекающих и отталкивающих инвесторов. В этой связи следует отметить, что возможности интенсификации притока прямых инвестиций в стране напрямую зависит от сложившегося в ней инвестиционного климата, качество которого в экономической науке измеряется так называемым индексом инвестиционного климата или обратным ему показателем индекса риска. Эти показатели, рассчитываемые на основе статистики для многих стран мирового сообщества, являются своеобразными «барометрами» для иностранных инвесторов.

В целом, для каждого инвестиционного проекта особое место занимает анализ рисков, которые могут возникнуть на любом этапе разработки и реализации инвестиционного проекта. В связи с чем, интересно рассмотреть особенности рисков, проявляющихся в ходе реализации инвестиционных проектов.

Под рисками инвестиционных проектов обычно понимается возможность понести убытки участниками (одним из участников) инвестиционного проекта вследствие возможного наступления неблагоприят-

ных событий на различных этапах его реализации. Таким образом, категория риска базируется на двух понятиях:

- возможности наступления неблагоприятного события, обычно определяемой вероятностью;
- величиной ущерба, как правило, оцениваемой в стоимостном выражении.

Такой подход к определению риска позволяет использовать в качестве количественной меры ущерба некоторые достаточно объективные характеристики. Среди них наиболее популярной является математическое ожидание уровня риска, представляемой в виде события на величину ущерба:

$$R = PX,$$

где  $R$  – уровень риска;

$P$  – вероятность проявления события;

$X$  – величина ущерба, возникшая вследствие события.

В случае нескольких неблагоприятных событий выражение для оценки риска от них приобретает следующий вид

$$R = \sum P_i X_i$$

где  $i$  – индекс события.

Не вдаваясь пока в подробное изложение других подходов к оценке уровня риска, отметим некоторые практические и теоретические следствия, вытекающие из этого определения для случая инвестиционных проектов. Эти следствия во многом предопределены субъективным характером риска.

Понятие риска представляется субъективным из-за того, что, во-первых:

- а) риски инвестиционных проектов оцениваются его участниками, каждый из которых может воспринимать и оценивать их по-разному;
- б) риски могут иметь место не для всех участников проекта.

Во-вторых, риски не могут быть точно оценены из-за того, что значения вероятностей событий и ущербов от них, как правило, априорны (а ущерб часто и апостериорно не известен). При определении этих значений часто приходится использовать субъективные оценки.

В-третьих, условия реализации проекта также не всегда однозначно определены. Как будет показано далее, они могут меняться из-за того, что сами участники проекта на некоторых его этапах могут выбирать наиболее рациональные пути его реализации или эти пути могут быть предопределены вновь возникающим внешними обстоятельствами. Таким образом, могут существовать несколько альтернативных вариантов реализации инвестиционного проекта, на каждом из которых будут иметь место свои наборы рисков.

В зависимости от выбора критерия существуют различные системы классификации проектных рисков.

Во-первых, классификация по фазам и этапам проектной деятельности: риски на прединвестиционной

(строительной), эксплуатационной (производственной) фазе.

Во-вторых, классификация по критерию возможности-невозможности для участников проектной деятельности на угрозы (факторы риска).

С этой точки зрения риски можно разделить на: внутренние (эндогенные) и внешние (экзогенные). К последним принято относить политические риски и риски форс-мажор. Внешние риски, как правило, присутствуют на всех фазах и этапах проектной деятельности.

В-третьих, классификация с точки зрения возможности защиты от рисков: страхуемые и не страхуемые риски. Для первых, в свою очередь, существует дополнительная классификация, опирающаяся на способ защиты от рисков, например, покрываемые за счет гарантий, страхования, резервных фондов и т.д.

Наконец, широко известна классификация, базирующаяся на реальной практике проектной деятельности, в ходе которой выявлен ряд «типичных», наиболее часто встречающихся рисков, на которые обращают внимание участники проекта, но они не укладываются в рамки какого-то одного классификационного критерия. Примером такой «смешанной», базирующейся на ряде критериев, одновременно классификации является перечень проектных рисков, содержащихся в «Методических рекомендациях по оценке инвестиционных проектов»:

- риск, связанный с нестабильностью экономического законодательства и текущей экономической ситуации, условий инвестирования и использования прибыли;
- внешнеэкономический риск (возможность введения ограничений на торговлю и поставки, закрытие границ и т.п.);
- неопределенность политической ситуации, риск неблагоприятных социально-политических изменений в стране и регионе;
- неполнота и неточность информации о динамике технико-экономических показателей, параметрах новой техники и технологии;
- колебания рыночной конъюнктуры, цен, валютных курсов и т.п.;
- неопределенность природно-климатических условий, возможность стихийных бедствий;
- производственно-технологический риск (аварии и отказы оборудования, производственный брак и т.п.);
- неопределенность целей, интересов и поведения участников;
- неполнота или неточность информации о финансовом положении и деловой репутации предприятий-участников (возможность неплатежей, банкротств, срывов договорных обязательств).

Каждая подобная «смешанная» классификация может содержать свой набор рисков в зависимости от выбранного угла зрения на проектную деятельность, имеющегося материала по уже реализованным проектам и опыта специалистов, пытающихся разработать матрицу «типовых рисков» проектной деятельности.

В некоторых отраслях (секторах) экономики и применительно к некоторым видам проектов могут иметь место свои специфические риски.

Проектные риски могут классифицироваться и в зависимости от взаимосвязей его результатов с другими видами деятельности участников проекта. В частности, с учетом этого аспекта выделяют следующие виды проектного риска:

✦ **единичный**, когда риск проекта рассматривается изолированно, вне связи с другими проектами предприятия;

✦ **внутрифирменный**, называемый также корпоративным, когда риск проекта рассматривается в его связи с другими проектами предприятия;

✦ **рыночный**, когда риск проекта рассматривается в контексте диверсификации капитала акционеров (собственников) фирмы на рынке (включая фондовый рынок).

Доходы по конкретному проекту могут быть весьма неопределенными, значит, единичный риск такого проекта высок. Однако если взять в расчет диверсификацию, то принятие данного проекта к исполнению может не оказать большого влияния ни на корпоративный риск предприятия, ни на риск его владельцев.

При оценке и анализе проектных рисков на уровне отдельных участников обычно используются некоторые специфические показатели, основными среди которых являются следующие:

✦ **размер ущерба**, который может понести участник проекта, вследствие наступления неблагоприятного события в ходе его реализации. Этот показатель является случайной величиной, поскольку, в общем случае, случайными являются сам факт наступления неблагоприятного события, его сила, степень защищенности проекта и его участников от его воздействия и т. п. В исследованиях риска в этой связи часто ориентируются на математическое ожидание ущерба, его квантили;

✦  $\sigma_p$  – среднее квадратическое отклонение прибыльности рассматриваемого проекта, определяемое как среднее квадратическое отклонение внутренней доходности (IRR) проекта,  $\sigma_p$  – это показатель единичного риска проекта;

✦  $r_{p,f}$  – коэффициент корреляции между доходностью вложений в проект и доходностью других активов фирмы. Рассчитывая его значение, пытаются выяснить следующее: будет ли данный проект прибыльным одновременно с другими активами предприятия, или его доходы, скорее всего, не будут зависеть от доходов по другим активам предприятия (или даже будут иметь обратную связь с ними)? Для некоторых проектов такую корреляцию можно определить по статистическим данным, но для большинства остальных она определяется на основе субъективной оценки;

✦  $r_{p,m}$  – коэффициент корреляции между доходностью проекта и доходностью на фондовом рынке в среднем. Эта связь обычно оценивается на основе здравого смысла и субъективных экспертных оценок. Если значение коэффициента положительно, тогда

проект при нормальной ситуации в экономике страны и на фондовом рынке также будет иметь тенденцию к высокой доходности;

✦  $\sigma_f$  – среднее квадратическое отклонение доходности активов предприятия до принятия к исполнению рассматриваемого проекта. Оно определяется как:

$$\sigma_f = \frac{\text{чистый доход} + \text{амортизация} + \text{процент}}{\text{заемные средства} + \text{собственный капитал}}$$

Заметим, что средняя доходность предприятия есть, в сущности, что-то вроде среднего значения IRR по прежним проектам. Если  $\sigma_f$  невелика, предприятие стабильно и его корпоративный риск относительно низок. Если же  $\sigma_f$  велика, степень корпоративного риска предприятия высока, и его шансы стать банкротом выше, чем при низких значениях  $\sigma_f$ . Значение  $\sigma_f$  за прошедшие годы может быть определено статистически. Однако, изменения в финансовом положении предприятия могут сделать ожидаемый будущий корпоративный риск отличным от прежнего риска. В этом случае в анализе предпочтительнее использовать субъективную оценку  $\sigma_f$ ;

✦  $\sigma_m$  – среднее квадратическое отклонение рыночной доходности. Эта величина определяется на основе данных прошлых лет;

✦  $\beta_{p,f}$  – внутрифирменный  $\beta$ -коэффициент. Определяется (концептуально) путем регрессии доходности проекта относительно доходности предприятия без учета данного проекта. Если представить себе проект как акцию, а предприятие как рынок, тогда  $\beta_{p,f}$  определяется аналогично тому, как определялись  $\beta$ -коэффициенты акций. Заметим также, что для расчета внутрифирменного  $\beta$ -коэффициента можно воспользоваться следующей формулой:

$$\beta_{p,f} = \frac{S_r}{S_f} r_{p,f}$$

Из выражения следует, что внутрифирменный  $\beta$ -коэффициент проекта есть функция единичного риска –  $\sigma_p$ , рисковости других активов фирмы –  $\sigma_f$  и коэффициента корреляции между доходами по проекту и доходами от других активов предприятия –  $r_{p,f}$ . Таким образом, внутрифирменная  $\beta$  является мерой вклада проекта в корпоративный риск предприятия точно так же, как для акции – мерой ее вклада в риск, с которым сталкивается хорошо диверсифицированный инвестор – держатель большого портфеля акций;

✦  $\beta_{p,m}$  –  $\beta$ -коэффициент проекта в контексте рыночного портфеля акций может быть рассчитан (теоретически) путем регрессии доходности проекта относительно доходности на рынке. Показатель  $\beta_{p,m}$  можно выразить формулой аналогичной  $\beta_{p,f}$ . Этот показатель определяет меру вклада проекта в риск, которому подвергаются акционеры (собственники) предприятия, предположительно являющиеся держателями хорошо диверсифицированного портфеля.

Таким образом, у риска проекта можно выделить три базовые характеристики:

- 1) среднее квадратическое отклонение прогнозируемых значений доходности проекта,  $\sigma_p$ ;
- 2) корреляция доходности проекта с доходностью других активов предприятия,  $r_{p,f}$ ;
- 3) корреляция доходности проекта с доходностью фондового рынка,  $r_{p,m}$ .

Две характеристики риска проекта -  $\sigma_p$  и  $r_{p,m}$  - в сочетании со средним квадратическим отклонением доходности по другим активам предприятия,  $\sigma_f$ , определяют вклад проекта в корпоративный риск предприятия, или внутрифирменный риск. Эти же характеристики риска проекта -  $\sigma_p$  и  $r_{p,m}$  - в сочетании с рисковостью рынка,  $\sigma_m$ , определяют вклад проекта в риск портфеля хорошо диверсифицированного инвестора, или в рыночный риск проекта. Оценивая риск проекта, особенно важно измерить его единичный риск,  $\sigma_p$ , так как при формировании бюджета капиталовложений эта составляющая используется на всех этапах анализа в зависимости от того, что измеряется: корпоративный, рыночный или оба вида риска.

Большинство проектов имеет положительный коэффициент корреляции с другими активами предприятия, причем его значение наиболее высоко для проектов, которые относятся к профилирующей области деятельности предприятия, и менее высоко (но все-таки положительно) для проектов, выходящих за рамки профилирующей области. Тем не менее, этот коэффициент корреляции обычно меньше +1,0. В таком случае некоторая часть единичного риска большинства проектов с помощью диверсификации будет устранена, и чем больше предприятие, тем этот эффект проявится сильнее. Большинство проектов, кроме того, положительно коррелируют с другими активами в экономике страны - большая часть ценных бумаг корпораций высокодоходна в условиях экономического роста, и наоборот. Однако, эта связь, как правило, не является функциональной, поэтому единичный риск типичного проекта также выше, чем его рыночный риск.

Если внутрифирменная  $\beta_{p,f}$  проекта равна 1,0, тогда степень корпоративного риска проекта равна сте-

пени риска среднего проекта. Если  $\beta_{p,f}$  больше 1,0, риск проекта больше среднего корпоративного риска, если  $\beta_{p,f}$  меньше 1,0, имеет место обратное. Риск, превышающий средний корпоративный, приводит, как правило, к использованию в анализе средневзвешенной цены капитала (WACC) выше средней. Однако, определить аналитически величину этого превышения не представляется возможным, на практике эту поправку обычно определяют на основе здравого смысла.

Если рыночная  $\beta$  проекта,  $\beta_{p,m}$  равна рыночной  $\beta$  предприятия, тогда проект имеет ту же степень рыночного риска, что и средний проект. Если  $\beta_{p,m}$  больше  $\beta$  предприятия, тогда риск проекта больше среднего рыночного риска, и наоборот, если рыночная  $\beta$  проекта выше средней (под средней подразумевается  $\beta$  предприятия), то это приводит, как правило, к повышению WACC. Для определения поправки в этом случае можно воспользоваться моделью оценки доходности финансовых активов (CAPM).

Таким образом, подготовка и реализация проектов относится к разряду сложных и высокорисковых видов деятельности. Особое место в рамках разработки проектов занимает анализ рисков, которые возникают в связи с возможными неблагоприятными событиями различной природы на каждом из этапов разработки и реализации инвестиционного проекта. Эти события могут привести к срыву проекта, его удорожанию, задержке сроков его реализации и к другим негативным последствиям, могущим повлиять на ухудшение его планируемых результатов, т.е. прибыль, доход и т.п.

В связи с этим, в разработках инвестиционных проектов и их схем финансового обеспечения важное внимание следует уделять вопросам управления рисками, возникающими на различных стадиях проектирования.

#### Список литературы:

1. Кучерский Н.И. Состояние и направление развития золотоизвлекательного комплекса НГМК, Цветные металлы, 2004 г., № 6, с. 49-55.
2. Красавина Л.Н. Международные валютно-кредитные и финансовые отношения. Москва: Финансы и статистика, 2000 г.

УДК 338.4

© Турдиев М.Т., Атауллаев А.О., Атауллаев Н.О. 2005 г.

## САНОАТ КОРХОНАЛАРИДА ЭЛЕКТР ЭНЕРГИЯНИ ТЕЖАШНИНГ ИККИНЧИ БОСҚИЧ ТАДБИРЛАРИ

Турдиев М.Т., Бухоро озиқ-овқат ва энгил саноат технологияси институти «Электротехника» кафедраси мудири, техн. фан. номз., доцент; Атауллаев А.О., Бухоро озиқ-овқат ва энгил саноат технологияси институти «Электротехника» кафедраси магистранти; Атауллаев Н.О., Бухоро озиқ-овқат ва энгил саноат технологияси институти, «Электротехника» кафедраси магистранти

Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамасининг «Ўзбекистон Республикасида 2010 йилгача электр энергияни тежаш» дастурининг бажарилиши Бухоро ва Навоий вилоятлари саноат корхоналарининг электр таъминоти

тизимда, яъни кучланиш  $U_H=500$  кВ; 220 кВ ли магистрал электр тармоқлари  $U_H=35$  кВ; 10 кВ; 6 кВ ли таксимловчи тармоқларда кувват исрофини камайтириш бўйича катта имкониятлар борлиги аниқланди [1, 2].

Бу имкониятлардан фойдаланишда, айниқса электр энергияни тежаш бўйича қайта таъмирлашни талаб этмайдиган кам харажатли тадбирларни ишлаб чиқиш ва амалга ошириш аҳамиятга эга. Бу тадбирларнинг истеъмолчиларга нисбатан аниқламоқчи бўлсак, аввало, электр энергияни меъёрий кўрсаткичлар доирасида тартибга солиш билан боғлиқ тадбирларни айтиш мумкин.

Бу тадбирларга қуйидагилар киради:

1. Саноат корхоналарининг 10/0,4 ва 6/0,4 кВ ли подстанцияларнинг трансформаторларини салт ишлаш режимига йўл қўймаслик, яъни трансформаторларни номинал юкмасининг коэффициенти

$$K_{ю} = \frac{S_{ю}}{nS_{HT}} \approx 0,65 \text{ дан } 0,75 \text{ гача таъминлаш.}$$

2. Таҳлиллар натижасига кўра, саноат корхоналарида ишлайдиган асинхрон двигателларнинг 15-20 % таъмирлаш технологиясига тўла риоя қилинмаслиги, яъни двигателлар таъмирлангандан кейин паспорт катталиклари: қуввати -  $P$ ; айланмишлар тезлиги -  $n$ , номинал токи -  $I_H$  кабилар завод кўрсаткичларига мослиги текширилмайди. Ушбу параметрлар двигателнинг қувват исрофи 25 % дан ортиқлиги кузатишмоқда, шунингдек қувват коэффициентининг пасайишига салмоқли таъсир кўрсатмоқда. Бунга йўл қўймаслик учун двигателларни таъмирлашда таъмирлаш технологиясига қатъий риоя қилиш, таъмирдан кейинги фойдаланишнинг кафолатловчи паспорт кўрсаткичларини текширишлар ўтказиш бўйича услубий ёрдам кўрсатиш лозим.

3. Истеъмолчиларни электр энергиясидан унумли фойдаланишда масъулиятни ошириш бўйича тадбирлар саноат корхоналарининг 10/0,4 ёки 6/0,4 кВ ли подстанцияларнинг электр энергияни ҳисоблагичлари билан жиҳозланиши лозим.

Бу тадбир истеъмолчиларнинг масъулиятини оширади ва энергия тежаш вазифасининг бажариш жавобгарлиги ошади.

4. Қувват коэффициенти ошириш. Охирги пайтларда норматив қувват коэффициенти  $\cos \phi_H = 0,95$  га саноат корхоналарида аҳамият берилмайдиган. Бунинг сабаби конденсатор қоплаш ускуналарининг ишдан чиқиши, уларнинг назоратдан четда қолиши ва бу ускунанинг Республикамизда ишлаб чиқарилмаслигидир.

Электр энергияни истеъмолчиларга сифатли ва ишончли ҳамда кам сарфли қилиб таъминлашда назорат ишларини кучайтиришга боғлиқ бўлган маълумот тўплаш таҳлилларини кучайтириш долзарб масаладир. Бунинг учун саноат корхоналаридаги мавжуд подстанцияларга кўп вазифали (многофункциональный) ҳисобга олиш, назоратнинг автоматик бошқариш тизими (автоматическая система контроля, учет и управления энергопотреблением-АСКУЭ) каби замонавий рақамли тузилмаларга асосланган ахборот Альфа, ЕвроАльфа, Альфаплюс ҳамда импульсли датчикларни ишлатиш мақсадга мувофиқдир. Бу автоматик тизимнинг қўлланилиши электр энергия тўловларини 30 % гача камайтиради ва электр энергиясининг нисбий сарфи ҳам камаяди. АСКУЭ молиялар имкониятларга поғонама-поғона эришилади.

Биринчи поғона – пастки савиядаги объектлар саноат корхонанинг бўлимларини (асосий цехларни) назоратга олади (10-12 назорат нуқта). Бир томонлама алоқа линия орқали (симплексная автоматическая система) хабар автоматик тузилманинг маълумотлар базаси (база данных) га киритилади ва маълум дастур асосида бу катталиклар оптимал режим ҳисоблари натижалари билан таққосланади. Режимнинг ростлаш тадбирлари диспетчер, бош энергетик, техник хизмат бўлими, мониторингларга чақирилади. Диспетчер махсус хизматчи бригадага тегишли кўрсатмалар беради ва бажарилишини автоматик тизим орқали назорат қилади.

Иккинчи поғонада автоматик тизим саноат корхонанинг электр таъминот тизими (СК ЭТТ), электр тармоққа қарашли подстанциядан то саноат корхонанинг бўлимлари ва технологик юритмаларгача қамраб олади.

Учинчи поғонада икки томонлама (дуплексный) алоқа линиялар орқали, ишлаб чиққан режимнинг ростлаш тадбирлари, автоматик равишда маълум воқеалар орқали бажарилади.

Юқорида номланган автоматик тизимнинг биринчи поғонасини қўллаш учун қуйидаги шартлар бажарилиши лозим:

1. Автоматик тизимнинг қўллаш техник-иқтисодий кўрсаткичлари ҳисоби ва корхона молиялаш имкониятларини ҳисобга олган ҳолда АСКУЭ ни ЭТТ га тадбиқ этиш поғоналарини аниқлаш.

2. Тақсимловчи электр тармоқ (ТЭТ) энг қулай (оптимал) ҳолати (режими) нинг ЭТТ нинг ҳар бир элементи учун оптимал тежамкор режим параметрларини аниқлаш лозим. Биринчидан, ҳар бир подстанциянинг салт юриш режими, ишлаётган трансформаторлар сони юклантириш коэффициенти оптимал қиймати аниқланади. Иккинчидан, технологик юритмаларда қўлланиладиган синхрон моторларнинг завод кўрсатган параметрларини таъминланиши ва ишлаш режимининг яққол кўрсатилиши лозим. Ишонч назоратидан ўтмаган таъмирланган асинхрон двигателлар қўлланилмаслиги даркор.

3. ТЭТ ва СК ЭТТ нинг барча трансформаторларнинг кучланишини ростлаш тузилмалари таъмирланиши лозим ва автоматик равишда юклантириш остида кучланишни ростлаш имкониятига эга бўлиши керак.

4. СК ЭТТ нинг ҳар бир подстанциясини реактив қувватларини қоплаш воситалари, ККУ ёки синхрон моторлар орқали қувват коэффициенти ростлаш воситаларини аниқ ва ишончли ишлашини таъминлаш.

5. Технологик электр юритмаларни асинхрон моторлари таъмирланган тақдирда, улардан фақат ишонч синовларидан ижобий ўтганлари қўлланилиши лозим.

6. Эълон қилинган (ярим соатлик) энг катта истеъмоли назоратга олиниб, уни тармоқ кўрсатган маълум соатларда камайтириш тадбирлари ишлаб чиқилиши лозим.

Ушбу бирламчи ўта муҳим аҳамиятга эга бўлган тадбирлар электр энергиянинг сифат кўрсаткичларининг Ўзбекистон Республикаси электр тизимларидаги истеъмолчиларни иқтисодий кўрсаткичларига ижобий ёндашишга йўл беради.

Адабиётлар рўйхати:

1. Основы аспектов электроснабжения в системе электроснабжения промышленных предприятий. // «Энергия ва ресурс тежаш муаммолари» журналы. Тошкент, № 1-2, 2003, с. 89-96.
2. О необходимости создания справочно-нормативной базы в области энергетики Республики Узбекистан. «Олий ўқув юртлари ахбороти» илмий-техник журналы. Техника фанлари серияси. № 1, 2002. с. 15-18.

УДК 347.24 (575.10)

© Давранбеков А.У. 2005 г.

## О РЕАЛИЗАЦИИ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ О НЕДРАХ, ПОЛУЧЕННОЙ ЗА СЧЕТ ГОСУДАРСТВЕННОГО ФИНАНСИРОВАНИЯ

Давранбеков А.У., юрисконсульт Центрального рудоуправления НГМК

Как известно, под геологической информацией понимается имеющаяся информация о строении месторождений, запасах полезных ископаемых, условий их залегания и возможных путей использования, составе, свойствах горных пород, а также о геологических образованиях, вмещающих полезные ископаемые; геохимических, геофизических полях; иные сведения, полученные при изучении, использовании их охране. Геологическая информация о недрах включает: первичный фактический материал в виде образцов проб керна и другого каменного материала; данные измерений и наблюдений над геологическими объектами, зафиксированные на различных, в том числе и магнитных носителях, каротажных диаграмм и других первичных геологических материалов; аналитические и синтетические материалы в виде записей, таблиц, графиков, отчетов, книг, баз данных.

Геологическая служба превратилась в одну из базовых отраслей народного хозяйства Республики. Сегодня в Узбекистане разведано значительное количество рудных месторождений. Это объясняется широким разнообразием геологического строения и рудоносности структур, высокой изученностью территории. Все это достигнуто благодаря упорному труду многих поколений геологов. Наличие устойчивой минерально-сырьевой базы особенно важно именно сейчас, когда Республика самостоятельно строит свою рыночную экономику [1]. Затраты на геологоразведочные работы направлены на получение геологической информации. Следовательно, в свою очередь, получение геологической информации о недрах напрямую направлены на воссоздание, воспроизводство минерально-сырьевой базы нашей Республики.

От своевременного и качественного получения геологической информации о недрах зависит дальнейшая судьба минерально-сырьевой базы Республики. Прежде всего, это предопределяется тем, что и государство – как собственник недр, и пользователь участком недр получают огромную прибыль, что в конечном итоге будет позитивно сказываться на дальнейшем развитии экономики нашей сравнительно молодой Республики. Можно сказать, что геологиче-

ская информация о недрах – это неотъемлемый атрибут в сфере поиска, разведки и добычи минерального сырья в нашей Республике. Исходя из данного нами понятия информации и геологической информации, можно определить правовой режим геологической информации о недрах. Если сказать простыми словами, геологическая информация о недрах – это, прежде всего результат изучения проявлений полезных ископаемых. Такое изучение нередко длится годами, и на него затрачивается много средств [2].

Действующий Закон РУз «О недрах» придает геологоразведочной информации черты товара (ст. 45). Как всякий товар, она может представлять и большую, и меньшую экономическую ценность, чем те средства, которые были затрачены на ее получение. Но при всех обстоятельствах, если геологоразведочная информация свидетельствует о наличии в недрах промышленных запасов полезных ископаемых и дает картину их расположения, то только с ее помощью может быть организована их разработка. Если же она содержит отрицательные данные, то позволяет избежать лишних расходов.

Как следует из Закона, геологическая информация признается коммерческой ценностью. Но сохранить последнюю можно только при условии, что сама информация представляет производственный секрет. В этом смысле ее можно считать разновидностью интеллектуальной собственности. Конечно, не вся геологическая информация представляет коммерческую ценность и должна потому держаться в секрете. Конфиденциальными являются, по-видимому, данные, полученные на стадиях поиска и разведки месторождения, так как именно они дают детальную картину строения недр, и поскольку проведение поисковых и особенно разведочных работ – наиболее дорогостоящая операция.

Согласно ст. 45 Закона РУз «О недрах» геологическая и иная информация о недрах, полученная за счет собственных средств пользователей недр, является их собственностью. Причем, собственник геологической и иной информации о недрах вправе сам решать порядок и условия ее использования. Данное правило

закономерно, так как в Конституции Республики Узбекистан и в Законе РУз «О собственности» предусмотрено, что собственник по своему усмотрению владеет, пользуется и распоряжается принадлежащим ему имуществом.

Эта же статья (часть 2) трактует, что геологическая и иная информация о недрах, полученная за счет средств Государственного бюджета, а также собственных средств пользователей недр, в обязательном порядке и безвозмездно представляется по установленной форме в Государственный комитет Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам для учета, хранения и систематизации. Однако, не понятно, почему в действующем законе не указано, кому принадлежит геологическая информация о недрах на правах собственности, полученной за счет средств государственного финансирования. Очевидно, это какое-то недоразумение. Конечно же, судя по всему, геологическая информация о недрах принадлежит тому или иному субъекту права, в зависимости от того, кто финансировал ее воспроизводство, создание. Но, по-видимому, данная формулировка этой статьи закона не уместна в нынешних условиях, так как мы оговорили ранее, что на создание подобной информации зачастую уходят значительные финансовые средства и промежуток времени. И было бы некорректно, если какой-нибудь субъект предпринимательства, пользуясь такой расплывчатой формулировкой закона, приобрел ее за бесценок. То есть, эту формулировку закона можно воспринимать, трактовать под разным ракурсом, под любым углом.

Исходя из этого, можно определить, что вышеназванная формулировка закона требует изменения, а вернее дополнения, дабы установить ясную и четкую трактовку действующего законодательства о недрах.

Эта же статья (часть 3) устанавливает, что Кабинет Министров Республики Узбекистан определяет условия и порядок реализации (продажи) геологической и иной информации о недрах, полученной за счет средств Государственного бюджета. Судя по логике этой части нормы можно говорить, что Кабинет Министров РУз, как правомочный орган, в случаях возникновения какой-либо заинтересованности юридическим или физическим лицом (субъектом горных отношений) по поводу геологической и иной информации о недрах устанавливает соответствующий порядок реализации (сбыта) ее соответствующим субъектам.

Согласно Положению «О Государственном комитете Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам», утвержденной Кабинетом Министров РУз от 9 декабря 1996 г. за № 435, данный орган имеет право реализовывать (передавать, обменивать, продавать) на договорной основе в установленном порядке геологическую и иную информацию о недрах (разд. 3, п. 5). По сути дела, данный комитет, который выступает от имени и в интересах государства, может сбывать, реализовывать свою продукцию (информацию о недрах) на возмездной, либо на безвозмездной

основе. Судя по всему, под возмездным обменом следует понимать обмен и продажу информации, а под безвозмездным – передачу информации. Конечно же, такое разделение реализации товара не имеет столь важного предопределяющего значения, но так как здесь имеется сразу несколько способов реализации подобной информации, то хотелось бы увидеть, на каких основаниях устанавливается реализация каждого вида подобной сделки, а именно передачи, обмена, продажи геологической информации. Если, допустим – это обмен геологической информации, то на что она обменивается, на материальный или нематериальный объект? Если на подобную коммерческую информацию, в частности геологическую информацию о недрах, то, как определяется ценность обмениваемого товара, их равноценность и взаимовыгодность сторон при таком обмене?

То есть, при формулировке данной нормы, нужно подчеркнуть: «на договорной основе и в установленном порядке». То есть, здесь резонно возникает вопрос. Какова здесь, предположим, стоимостная оценка отпуска (реализации) соответствующей информации потребителю? То есть, сказанное нами говорит, что на сегодняшний день в Республике нет какого-либо соответствующего положения либо инструкции, определяющей порядок такой реализации, установленной будь то Кабинетом Министров РУз, либо непосредственно органом, курирующим соответствующий порядок хранения и систематизации геологической информации о недрах, т.е. Государственным комитетом по геологии и минеральным ресурсам. Отсутствие данного механизма передачи (реализации) геологической и иной информации, полученной за счет средств Государственного бюджета, конечно, неприемлемо в условиях рыночной экономики.

Судя по логике Закона РУз «О недрах» передать геологическую информацию о недрах Государственный комитет по геологии и минеральным ресурсам может в случае просьбы ее собственника, которая получена за счет собственных средств пользователя недр. Тогда здесь возникает вопрос, согласно Закону РУз «О недрах» (ч. 3. ст. 45) о целесообразности передачи геологической информации о недрах на безвозмездной основе юридическому или физическому лицу, если она получена за счет средств государственного бюджета. Здесь не предусмотрена норма, которая давала бы возможность пользователю недр получать геологическую информацию о недрах на безвозмездной основе, полученных за счет государственных средств. Возможно, безвозмездная передача целесообразна в случаях выявления победителя публичных торгов (конкурсов, аукционов) или в результате прямых переговоров. Так как будущий пользователь участком недр в любом случае выплатит достаточно солидную денежную компенсацию государству в качестве гарантии разработки месторождения и в дальнейшем, будет вносить в казну нашей Республики соответствующие денежные отчисления в виде налоговых платежей. Но, такой нормы в Законе РУз «О недрах», увы, мы не видим.

Вышесказанное, наводит мысль о том, что возникает актуальность установления соответствующего положения, регламентирующего порядок реализации данной информации субъекту предпринимательской деятельности. В нем должен быть установлен размер платы за геологическую информацию. К данному вопросу законодатель должен подходить очень осторожно. Либо должна устанавливаться договорная форма оценки геологической информации о недрах между Государственным комитетом по геологии и минеральным ресурсам, либо строго фиксированная цена. Если цена геологической информации о недрах будет устанавливаться строго фиксированная, то она должна определяться дифференцированно в зависимости от ее вида, потребительских свойств, конъюнктуры рынка, а также стоимостной оценки участка недр, месторождения полезных ископаемых, предназначенных для потенциального пользователя, либо пользователей недр. То есть цена данной информации, на получение которой, собственно говоря, и рассчитывает потенциальный разработчик недр, должна колебаться в зависимости от строения и запасов месторождения, от условий освоения месторождения, то есть богатое ли по содержанию или бедное соответствующее месторождение. Если же будет устанавливаться договорная форма продажи соответствующей информации, то потребуются создать соответствующую оценочную комиссию при Госкомгеологии, которая определит, обозначит начальную цену, исходя из размеров затрат, связанных с ее получением, потенциальной ценности (перспективности, дефицитности) и других факторов. Эту цену можно обозначить как цена себестоимости товара, ниже которой соответственно она не должна опускаться ни при каких обстоятельствах в результате окончательных торгов.

Если, опять-таки, ссылаться на вышеназванное положение, согласно которому Государственный комитет по геологии и минеральным ресурсам имеет право реализовывать (передавать, обменивать, продавать), то напрашивается еще один вопрос. В каких случаях данный орган имеет право передавать, обменивать, продавать геологическую и иную информацию о недрах? На каких основаниях и чем, какими нормативными документами руководствуются должностные лица этого комитета при выборе того или иного вида реализации соответствующей информации потребителю?

В данном вопросе, допустим, если обладатель информации (юридическое или физическое лицо), который получил геологическую информацию, добытую за счет государственных средств, не важно каким путем она добыта, будь то просто получением, либо обменом, либо покупкой, (т.е. на возмездной или безвозмездной основе) может возникнуть спорная ситуация. Суть данной спорной ситуации видится в том, что обладатель информации о недрах, который получил ее подобным способом, может просто-напросто передать, перепродать ее третьим лицам, скажем для

использования в коммерческих целях и т.д. Здесь можно сделать вывод: где гарантия того, что именно так может поступить обладатель подобной информации, заполучив ее в свои руки?

Если, согласно ст. 27 Закона РУз «О недрах», на разработку какого-либо месторождения (участка недр, техногенного минерального образования) объявляется конкурс или аукцион, то потенциальные участники данных торгов должны знать какую-либо информацию об участке месторождения, о его месторасположении и запасах полезных ископаемых, которыми он обладает, так как вслепую никто не будет вносить средства. То есть, в данном случае, каждый участник торгов должен быть осведомлен геологической информацией о недрах. Мы полагаем, что геологическая информация по месторождению и, собственно, информация о проведении торгов, должны быть опубликованы в средствах массовой информации. Геологическая информация, должна содержать лишь общие сведения о месторождении, которые намечается предоставить в пользование, и которые представляют собой, по существу, рекламный характер.

После принятия заявки на участие в конкурсе-аукционе участнику конкурса должен предоставляться полный пакет, который должен содержать необходимый объем геологической, горнотехнической, технологической и иной информации для проведения заявителем технико-экономических расчетов показателей ведения работ. Полагаем, плата за геологическую информацию здесь не приемлема. Только после проведения конкурса или аукциона, и, соответственно, выявления победителя можно подводить какие-то итоги. В данном случае оплатить за геологическую информацию должен лишь победитель публичных торгов и никакой другой участник, если она, конечно, получена за счет государственных средств. Если же геологическая информация о недрах получена за счет иных источников финансирования, то ее собственник вправе сам решать, кому и на каких основаниях ее реализовывать. Конечно же, он может ее реализовать на договорной основе и за определенную плату. Тем более что действующий на настоящий момент Закон РУз «О недрах» это позволяет.

В любом случае, вне зависимости от объемов и цены предоставления соответствующей информации качество ее должно соответствовать всем тем критериям, стандартам, которые определяются при предоставлении в установленном порядке геологической и иной информации о недрах в Государственный геологический фонд при Госкомгеологии. От качества геологической информации зависит дальнейшая судьба недропользователя, будь то отечественного либо зарубежного инвестора. Допустим, в случае получения пользователем недр недоброкачественной, искаженной информации о недрах, он рискует потерять значительные прибыли и, следовательно, понести значительные убытки. Под искаженной информацией, содержащейся в пакетах геологической информации, можно подразумевать завышенные запасы

полезных ископаемых в конкретном месторождении, что фактически не соответствует действительности наличия объемов полезных ископаемых на данном участке недр. По данному поводу примеров в мировой практике можно привести массу. В качестве прямого примера можно сказать, что в начале 90-х годов в Российской Федерации практика отработки некоторых нефтяных месторождений показала, что в первые же годы проведения работ на месторождении недропользователь обнаруживал, что фактические площади нефтеносных пластов месторождений и величины извлекаемых запасов нефти оказывались в 1,5-2 раза меньше указанных в полученном пакете геологической информации [3].

При анализе данной проблемы возникает такой вопрос, кто должен получать прибыль от реализации пользователю недр такой информации? То есть куда должен поступать доход? Либо в Государственный бюджет, либо в Госгеолфонд при Государственном комитете по геологии и минеральным ресурсам. Возможно, здесь следует выбрать рациональный подход по распределению прибыли между Государственным бюджетом и Госкомгеологией. Представляется, что большая часть прибыли должна поступать в Госбюджет. О целесообразности поступления полученной прибыли от такой реализации на счет Госгеолфонда говорит тот факт, что Государственный комитет по геологии и минеральным ресурсам, во-первых, является специально уполномоченным Государственным органом управления государственным фондом недр в области горных отношений, обеспечивающим межотраслевую координацию работ, связанных с геологическим изучением территории Узбекистана. Во-вторых, данный комитет обладает весьма обширным кругом функций, основными из которых является размещение государственных заказов, финансирование геологоразведочных работ, выполняемых предприятиями и организациями Госкомгеологии за счет государственных ассигнований,

разработка совместно с министерствами и ведомствами размеров ставок возмещения затрат на геологоразведочные работы (воспроизводство минерально-сырьевой базы), нормативных документов по финансированию и кредитованию геологоразведочных работ. Поэтому, весь спектр услуг, выполняемых данным органом, требует определенной финансовой подпитки, возмещения путем получения прибыли от такой услуги (реализации), предоставляемой пользователю недр.

Таким образом, при разработке соответствующего положения, факт качества предоставляемой информации должен законодателем обязательно учитываться, дабы, во-первых, не снижать авторитет государства как собственника недр, так как в любом случае Государственный геологический фонд при Государственном комитете по геологии и минеральным ресурсам выступает от имени и в интересах государства. Во-вторых, это требуется, для того чтобы не ущемить законных прав и интересов потребителя геологической и иной информации о недрах (потенциального разработчика недр), что в противном случае, вероятно, данный факт может снизить вероятность, шанс получения полной прибыли при разработке того или иного месторождения полезных ископаемых. Это предвидится, прежде всего, тем, что разработчик недр, просто-напросто не рассчитает своих финансовых возможностей и не сможет погасить долги перед своими кредиторами, в случае, если он получил определенный кредит для разработки месторождения.

#### Список литературы:

1. Ахмедов Н. А. Минерально-сырьевая база народного хозяйства Узбекистана и перспективы ее развития. // Ж. Горный журнал. 2002. Спец. выпуск. с. 28-31.
2. Агошков М. И., Астафьева М. П., Маутина А. А. Экономическая оценка эффективности геолого-разведочных работ. М., 1980. с. 5.
3. Певзнер М. Е. Горное право. Учеб. для ВУЗов. М.: МГГУ. 2001. с. 196.

УДК 622:658.3

© Гай А.Ф. 2005 г.

## О ВЕЗЕНИИ В ГЕОЛОГИИ

Гай А.Ф., начальник бюро радиационной безопасности ГРЭ ОАО «Узбекуголь»

В геологии везение играет не последнюю роль. Богдановичу Д.М. повезло: в общем-то, на обследованной территории, он 25-летний геолог-самоучка, не сумевший поступить в 1929 г. в институт, открывает в 1933 г. крупное месторождение угля и каолинов.

А ведь еще в 1928 г. Вировец В.А. совместно с профессором Машковцевым С.Ф. обследуют это-же месторождение каолиновых глин и выдают заключение о его неперспективности. На той же площади,

проводя с 1934 по 1940 гг. буровую разведку, Вировец В.А. не открывает ничего нового. Мало того, геологи треста Средазгеоразведка делают ошибочные выводы о сложном тектоническом строении Ангреновской долины, о глубоком, до 1000 м, залегании продуктивной толщи.

Почему же такое случилось? Исследуют Ангреновское месторождение молодой геолог Богданович Д.М. и дипломированный специалист Вировец В.А., ис-

пользуют практически одни и те же данные и выдают совершенно различные заключения о месторождении.

Богданович Д.М. говорит о мощной толще каолинов, о перспективах на уголь, о благоприятной тектонике участка, предлагает заложить структурную скважину для полного изучения геологии месторождения, но ему не дают даже составить окончательный отчет по разведке 1933 г. Отраслевой геолог треста считает материалы Богдановича Д.М. недостоверными и бракует их, а самого Богдановича Д.М. обвиняет в профнепригодности и увольняет с работы. Дело передает в суд.

Но Дмитрий Михайлович не сдастся. Будучи уверенным, что открыл крупное месторождение каолинов и угля, он пишет статью в журнал № 6 «Социалистическая наука и техника» за 1934 г., где обобщает материалы разведки 1933 г. Там же он приводит геологический разрез продуктивной толщи Ангренского месторождения. Давайте оценим его:

Свита № 1 - (меловые отложения) красноцветные глинистые песчаники, глины и пески, мощность свыше 20 м.

Свита № 2 - ярко-зеленые, ярко-красные, желтые и коричневые глины с пропластками песков. Средняя мощность 15-20 м.

Свита № 3 - (юрские континентальные отложения) белые, серые и темные каолиновые глины и песчаники с прослойками угля. Полная мощность их неизвестна. Буровыми скважинами пройдено по ним около 60 м.

В состав свиты № 3 входят три выявленных Богдановичем Д.М. угольных пласта мощностью 1,0; 1,2 и 3,9 м.

С современной точки зрения разрез точный, хотя и получен по нескольким неглубоким выработкам. Свита № 2 сегодня называется пестроцветной или «джигиристанской», свита № 3 - угленосной или «ангренской».

Богданович Д.М. обращается в Госплан республики, там его поддерживают, ходатайствуют в СНК УзССР о премировании за его открытия.

Но работники треста твердо стоят на своем. Богданович Д.М. увольняется и передает материалы Вировцу В.А. Тот под руководством Чистякова А.Н. пять лет, вплоть до 1940 г., проводит буровую разведку, исследуя при этом только верхние слои каолиновых глин.

Одна из скважин Вировца В.А. (скв. № 10, по материалам канд. геол.-минер. наук, доцента Петрова Н.П.) не дошла до мощного пласта всего один метр, перебуриив предварительно угольный пласт мощностью 2,7 м. Скважина была остановлена по формально верным соображениям: во первых она достигла проектной глубины, во вторых не было средств. В итоге еще 6 лет Узбекистан завозит уголь из соседних стран. А известному и хорошему геологу Ви-

ровцу В.А. не удалось войти в состав открывателей Ангренского месторождения. Кстати, если бы не настырность Богдановича Д.М., наверняка, завозить уголь пришлось бы еще дольше.

В итоге геологи треста дают не только неблагоприятную, но и ошибочную оценку месторождения. Так сильна была у них вера в старую теорию о неперспективности месторождения, о сложности тектонического строения Ангренской долины. И новые поисковые работы они вели, по-видимому, стараясь подтвердить ее. Наверное, это уже не только невезение.

Бурение структурной скважины, для детального изучения разреза месторождения, из года в год Главгеологией откладывается. Материалы Богдановича Д.М. продолжают относить к недоброкачественным.

В 1940 г. по настойчивой просьбе Совнаркома УзССР и ЦК компартии Главгеология отпустила средства на бурение структурной скважины. Работы возглавил Чикрызов Г.С. Скважина полностью подтвердила геологический разрез Богдановича Д.М. и его прогноз о наличии пластов угля.

После окончания бурения структурной скважины был заложен профиль из пяти скважин. Работы были выполнены полностью, результаты были признаны блестящими, что нашло отражение в Указе правительства УзССР о награждении геологов.

Вместе с Геоуправлением в Ангрэн прибыли и невезучие работники треста, для подготовки Апартакского участка под открытые работы. Геологоразведочные работы велись под управлением Чистякова А.Н. Как пишет Петров Н.П., закончились они неудовлетворительно. Чистяков А.Н. все силы вкладывал в обслуживание работ. Грамотное геологическое руководство разведкой отсутствовало, в итоге перспективные площади под карьер разведаны так и не были.

Наверное, с тех пор над Апартакским участком, в общем-то, весьма благоприятным для открытых работ (небольшая вскрыша, мощный пласт угля, небольшая, по сравнению с основным разрезом, обводненность), довлеет какой-то злой рок. Карьер несколько раз то открывался, то закрывался. Открываясь, переходит из рук в руки и обратно. Не везет не только людям.

Но вот кому повезло, так это Ангренскому месторождению и нам ангренцам. Повезло с Богдановичем Д.М. и Чикрызовым Г.С.

В марте 1943 г. Богдановичу Д.М. и Чикрызову Г.С., геологам Узбекского Геологического Управления за открытие и разработку Ангренского бурогоугольного месторождения присуждена Сталинская премия 2-ой степени. В том же году Богданович Д.М. получил извещение, что 40000 рублей переведены в банк для получения, а 10000 рублей переданы по его просьбе, на строительство самолетов для фронта.

## НАШИ ЮБИЛЯРЫ

### АБДУРАХМОНОВ С.А. 60 ЁШДА

Сойибжон Абдурахмонович 1945 йили 8 апрелда Андижон вилояти Шахрихон туманининг «Ахмадбек» кишлоғида деҳкон оиласида туғилган.

1961 йили мактабни аъло баҳолар билан тамомлаб, Тошкент политехника институтининг кон-металлургия факультетига қарашли янги ташкил этилган «Рангли металлургияси» мутахассислигига ўқишга кирди. Мазкур институтни 1966 йил муваффақиятли якунлади.

Илмга ташналик Сойиб Абдурахмоновда талабалик йилларида сезилган эди. Шу боисдан у ўзи ўқиган «Рангли металлургияси ва фойдали қазилмаларни бойитиш» кафедрасида стажёрликка олиб қолинди. 1967 йилдан у кафедра лабораториясида илмий тажрибалар ўтказа бошлади. 1969 йилда Қозоғистонда бўлиб ўтган илмий конференцияда илк бор ўз маърузаси билан иштирок этди.

1967 йилдан 1970 йилгача ТошПининг кундузги аспирантурасида ўқиди.

1972 йилда «Оқова сувлар таркибидаги симобни ионли флотация усулида ажратиш олиш» мавзусида фан номзодлиги диссертациясини муваффақиятли химоя қилди. 1971 йилдан ТошПининг «Рангли металлургияси» кафедрасида ассистент, 1973 йилда катта ўқитувчи, 1976 йилда доцент лавозимларида ишлаб боради. У педагогик фаолияти мобайнида илмий тадқиқот ишларини янада жонлантди. Факультет ва институт жамоаси, ҳамда талабалар ўртасида ҳурмати орта борди. У 1977 йилда ўзи ишлаётган кафедра мудириликка сайланиб 1995 йилгача узлуксиз равишда ҳар беш йилги танловда қайта сайланиб меҳнатсевар, жонқуяр кафедра мудири сифатида иш олиб борди. Шу йиллар орасида собиқ иттифоқ республикаларида мавжуд бўлган турдош кафедралар (жами 20 га яқин) билан ижодий алоқа ўрнатди. Тошкент политехника институтида С.А. Абдурахмонов бошчилигидаги кафедра бир неча бор бошқа кафедралар билан илмий семинар ва симпозиумлар ташкил қилди. 1976-87 йилларда Москвада ташкил этилган илмий-методик кенгаш аъзоси сифатида фаолият кўрсатди.

1995 йилда Навоий Давлат кончилик институтига ишга таклиф этилди ва унда «Металлургия ва фойдали қазилмаларни бойитиш» кафедра доценти, ҳамда кон-металлургия факультети декани лавозимларида ишлади. Янги ташкил этилган Навоий Давлат кончилик институтининг ва унинг кон-металлургия факультетининг ривожлантириш ҳар бир ўқитувчи, профессор, ходимдан катта ижодийлик ва фидойиликни талаб қилар эди. С.А. Абдурахмонов институт ректори профессор



Б.Р. Раимжонов билан елкама-елка туриб ҳизмат қилди.

Шу йилларда кон-металлургия факультетида мавжуд кафедраларини лаборатория ва ўқув жиҳозлари билан таъминлаш вазифаси турар эди. Институт раҳбарияти ва шахсан С.А. Абдурахмоновнинг саъй ҳаракати билан 1996-1997 ўқув йилида НКМКга қарашли ташкилотлардан ўнлаб янги замонавий ярим саноат миқёсида илмий тажрибалар олиб боришни таъминлай олувчи жиҳозлар институтга келтирилди ва ўрнатилиб ишга туширилди. «Ўзбекистон кончилик хабарномаси» илмий-техник журналини ташкил қилишда ва шаклланишида маълум даражада ўз ҳиссасини қўшди.

С.А. Абдурахмонов фидокорлик билан ишлаши натижасида 1997 йили ҳукуматнинг «Шухрат» медали билан тақдирланди. У раҳбарлик, ташкилий ишлар ва ўқув жараёнларини яхшилаш билан бир қаторда, илмий ишларни ривожлантириб, 1997 йилнинг 19-декабрида НДКИнинг докторлик диссертацияларини химоя қилиш бўйича ихтисослашган кенгашида илмий ишини муваффақиятли химоя қилди. Шуни айтиш керакки, бу Ўзбекистонда, металлургия соҳаси бўйича бажарилган биринчи докторлик химояси эди. Унинг илмий ишининг мавзуси Ўзбекистонда мавжуд бўлган барча турдаги мураккаб таркибли олтин рудалари ва бойитмалари таркибидаги нодир металлларни, яъни олтин ва кумушни тўлиқ ажратиш олишга бағишланган эди.

С.А. Абдурахмонов раҳбарлигида шу кунгача тўртта фан номзоди илмий диссертацияси химоя қилинди. Унинг бевосита раҳбарлигида яна бир неча ёшлар фан номзодлиги учун илмий ишларини бажармоқдалар.

2000 йилда С.А. Абдурахмонов профессорлик илмий унвонини олди. Ўша йили у ТошДТУнинг «Конгеология» факультетига деканлик лавозимига ишга таклиф этилди ва 2002 ўқув йили охиригача мазкур факультет декани вазифасида ишлади. 2002 йил сентябрда НДКИда «Кимё-металлургия» факультети ташкил этилиб, С.А. Абдурахмонов декан лавозимида ишлаш учун таклиф этилди ва 2004 ўқув йили охиригача мазкур лавозимида ишлади. 2004 йил сентябрь ойидан эса Олмалиқ шаҳрида очилган НДКИнинг Олмалиқ кон металлургия факультетида «Металлургия ва бойитиш» кафедрасининг ишини йўлга қўйиш, ҳамда илмий, таълим-тарбия ишларини жонлантириш учун кафедра мудири этиб тайинланди.

Профессор Абдурахмонов С.А. 1 та дарслик, 20 дан ортиқ ўқув ва услубий қўланмалар, 200 га яқин илмий мақолалар муаллифидир.