

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'asischilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Nosirov U.F.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Shemetov P.A.

Tahririyat kengashi:

Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., Bibik I.P.,
Muxiddinov B.F., Norov Yu. J., Raimjanov B.,
Rahimov V.R., Sanakulov K.S., Sitenkov V.N.,
Farmanov A.K., Xursanov X.P.

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

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr № 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel.: 8 (436) 770-2048, faks: 770-29-32
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Faks: 8 (436) 5721015

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

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

Kompyuter sahifasi:

Naumova O.A.

Tahliliy guruh:

Golishenko G.N., Nakaryakova O.A.

Dizayn:

Bannov A.N.

**Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini
yangilab boruvchi mas'ul:**
Davlatov B.R.

Nashr qilindi:

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

Nashr etishga 17.08.2010 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

Грищук А.Л. Алмалыкскому цинковому заводу – 40 лет 3

GEOTEKNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

- Рахимов В.Р., Махмудов А.М.** Факторы, определяющие эффективность технологии добычи блоков камня машинами ударного действия 6
- Шеметов П.А., Снитка Н.П.** Приемы динамического управления сырьевыми ресурсами при открытой разработке месторождений 8
- Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш.** Использование анизотропии гранулометрического состава пород в отвалах при формировании рудного потока карьера 11
- Каландаров П.И., Джуроев Р.И., Рожнов А.П.** Горно-обогатительный комплекс «Хандиза» – предприятие будущего 13
- Насиров У.Ф., Баракаев С.С.** Определение эксплуатационной долговечности удлиненной выемки в оплывающих песчаных грунтах при взрыве траншейных зарядов выброса 17
- Бибик И.П., Ивановский Д.С., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р.** Определение коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов взрывчатых веществ в промышленных условиях 19
- Морозов В.В., Бибик И.П., Шомирзаев У.А.** Метод ведения взрывных работ при наличии твердых пропластков в горном массиве 23
- Махмудов А.М.** Научные основы управления механизмом разрушения горных пород по контуру 27
- Заиров Ш.Ш.** Разработка научно-технических основ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород 29
- Убайдуллаев Н.У., Уразов Ж.Д.** Прямой метод учета потерь и разубоживания руды как решение вопросов рационального использования недр 33
- Насимов Ж.А., Назаров Э.А.** Информационно – логические модели процесса бурения и опробования скважин 35

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

- Санакулов К.С.** Основные методы переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов 39
- Попов Е.Л., Ахмедов Х., Хабибуллаева Г.Р., Соатов С.А., Нурмухамедов И.С., Едгоров Н.** Испытания новых местных реагентов в полупромышленных условиях на руде месторождения Чинарсай 45
- Нормуротов Р.И., Холикулов Д.Б., Стрижко Л.С.** Исследование процесса хлоридовозгонки золота из магнитной фракции 49
- Ахмедов Х., Акчурина Р.Х., Ходжиметова Н.С., Попов Е.Л.** Результаты кучного цианирования окисленной руды месторождения Промежуточное 53
- Санакулов К.С., Батыров Б.Б., Пак В.В.** Обзор способов выделения благородных металлов из упорных руд 57
- Федянин С.Н., Федянин А.С.** Обоснование возможности обогащения техногенных образований рудника Мурунтау методом гранулометрической классификации 65

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

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Насиров У.Ф.

Зам. главного редактора:

Шеметов П.А.

Редакционный совет:

Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Бибик И.П.,
Муҳиддинов Б.Ф., Норов Ю.Д., Раимжанов Б.,
Рахимов В.Р., Санакулов К.С., Сытенков В.Н.,
Фарманов А.К., Хурсанов Х.П.

Журнал зарегистрирован в узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210100, г. Навои, ул. Жанубий, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8(436) 770-20-48, факс 770-29-32
210300, г. Зарафшан, Административный корпус,
Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8(436) 5770438, 5770354, 5770225
Факс 8(436) 5721015

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

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

Компьютерная верстка:

Наумова О.А.

Аналитическая группа:

Голищенко Г.Н., Накарякова О.А.

Дизайн:

Баннов А.Н.

**Ответственный за публикацию и обновление
электронной формы журнала:**
Давлатов Б.Р.

Оттиснено:

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

Подписано в печать 17.08.2010 г.

Тираж 600 экз.

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

- Глотов Г.Н., Каргин Р.М.** Общие черты и особенности урановых
месторождений Букинайской группы Кызылкумской провинции 67
Голищенко Г.Н. Геофизические методы при прогнозировании и
поисках мезозойского оруденения в палеорусловых структурах 75

GEOMEXANIKA / ГЕОМЕХАНИКА

- Руми Д.Ф., Вечкина Е.А.** Определение параметров подземных
сферических горных выработок при кратковременных импульсных
воздействиях 80
Федянина Л.Т. Использование геофизических методов для диаг-
ностики геодинамической активности прибортового массива карье-
ра Мурунтау 84

GEOTEKNIKA / ГЕОТЕХНИКА

- Дудецкий С.П., Сальманов Ф.Г.** Обобщение опыта эксплуатации
пылеулавливающих установок и систем пылеподавления на объ-
ектах Навоийского ГМК 85
Багдасарян М.К. Модель исследования системы привода рудо-
размольной мельницы 88
Рузибаев А.Н. Исследование условий работы и характера изна-
шивания зубьев ковшей экскаваторов 90
Жураев Ф.У., Бозоров А.Н. Дренаж-туйнук очувчи мосламанинг
технологик иш жараёнларини асослаш 93
Тошов Ж.Б. Определение шага и количества зубков при конструи-
ровании шарошечных долот 95
Махмудов Ш.А., Махмудова Г.А., Утаев С.Г. Исследование па-
раметров и показателей работы буровых кареток для параллель-
ной работы бурильных машин 96

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

- Вохидов Х.Ш.** Инновационный вектор развития железнодорожно-
го транспорта 99
Инновационные технологии горно-металлургического производ-
ства в фотографиях 103

**ELEKTR TA'MINOTI VA MEKANIKA /
ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ И МЕХАНИКА**

- Худойбердиев Ш.М., Эгамбердиев И.П., Абдуазизов Н.А.** Раз-
работка структурной схемы электропривода погружного насосного
агрегата и определение её параметров 107

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

- Эгамбердиев И.П., Абдуазизов Н.А., Худойбердиев Ш.А.** Про-
гнозирование технического состояния подшипниковых опор буро-
вых станков по спектральным характеристикам 110
Турсунбаева А.К. Усовершенствованная модель процесса ка-
пельного орошения при кучном выщелачивании металлов 112
Курбанов А.А. Термодинамика деформирования базальта в
процессе плавления 115
Узакбаев Т.Б., Тулегенова А.Т. Качество воды 118

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

- Воробьев А.Е., Тиленова Д.К.** Ионный сток рек Южного Кыргыз-
стана 120

XABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

- Расценки на размещение рекламы в научно-техническом и
производственном журнале «Горный вестник Узбекистана» -
«O'zbekiston konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlari chiqar-
ish jurnali 124
Основной порядок оформления статей при публикации их в
журнале «Горный вестник Узбекистана» 124

REKLAMA / РЕКЛАМА

- На 2 стр. обложки:** «Sandvik Mining and Construction»
На 3 стр. обложки: «Интер-пресс»
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco Rock Drills AB»

АЛМАЛЫКСКОМУ ЦИНКОВОМУ ЗАВОДУ – 40 ЛЕТ

Гришук А.Л., директор цинкового завода ОАО «Алмалыкский ГМК»

История цинкового завода, одного из подразделений ОАО «Алмалыкский ГМК», начинается с 1958 г., когда институт «Гипроцветмет» (г. Москва) разработал технико-экономический доклад о развитии цинковой промышленности на 1959-1965 гг.

В докладе было обосновано строительство цинкового завода в Узбекистане и определена его мощность на основе сырьевой базы Среднеазиатского, Уральского, Забайкальского регионов и свинцово-цинковых руд месторождений «Алтын-Топкан» и «Кургашинок».

15 мая 1958 г. институту «Гипроцветмет» выдано проектное задание на разработку технического проекта цинкового завода в городе Алмалыке, первая очередь которого - сернокислотный комплекс - должен был обеспечивать серной кислотой строящийся медеэлектролитный цех медеплавильного завода.

Сернокислотный комплекс - это обжиговой цех и первая очередь СКЦ. Проектом предусматривалось, что первые пять лет сернокислотный комплекс цин-



Гришук А.Л.

кового завода будет работать на привозном пиритном концентрате.

Проект сернокислотного производства разработан институтом «Гипрохим» (г. Москва), рассмотрен и утвержден Ташкентским Совнархозом 20 ноября 1958 г. Строительство начато в 1959 г., первая кислота была получена в 1963 г.

В марте 1965 г. Советом Министров Узбекистана утвержден проект «Гипроцветмета» и начато строительство второй очереди цинкового завода АГМК - комплекса по производству цинка. Разработкой технологии завода занимался Усть-Каменогорский институт «ВНИИцветмет».

Учитывая большое народнохозяйственное значение будущего цинкового завода, его строительство было объявлено всенародной ударной стройкой.

Сооружение цинкового завода, его наладка и пуск в эксплуатацию в намеченные сроки требовали четкой организации труда, высокого трудового напряжения, мобилизации всех резервов. Строительство завода стало делом чести всех трудящихся г. Алмалыка: каж-



Коллектив цинкового завода ОАО «Алмалыкский ГМК»

дый молодой труженик различных предприятий и учреждений города отработал на этой стройке по 30 часов.

Для производства цинка строились и комплектовались оборудованием шесть основных цехов, в т.ч.:

- уже действующие цеха обжиговый и сернокислотный реконструировали для обжига привозных цинковых концентратов в печах кипящего слоя, технология которого обеспечивает перевод цинка в растворимую форму в виде огарка и пыли, а отходящие сернистые газы направляются в сернокислотный цех для получения серной кислоты;

- цех выщелачивания, электролитный цех, кадмиевый цех, оснащение и технология которых позволяют извлекать цинк, кадмий, медь, индий, а также выводить из гидрометаллургического процесса вредные примеси, производя при этом цинковый купорос.

Параллельно со строительством завода велись монтажные и пусконаладочные работы и 30 сентября 1970 г. был получен первый цинк Узбекистана. 22 октября 1970 г. – первый кадмий, а 26 декабря 1970 г. коллектив рапортовал о пуске второй очереди завода, что позволило удвоить его мощность. На митинге, посвященном этому событию, руководство республики поздравило всех участников строительства с большой трудовой победой.

И сразу же развернулось строительство третьей очереди завода - комплекса вельцеха, обеспечивающего получение возгонов цинка, свинца и кадмия. С окончанием строительства и пуском 29 июня 1972 г. первой крупногабаритной вельц-печи было прекращено складирование цинковых кеков и началась работа по вовлечению их в производство.

В 1975 г. закончены работы по строительству и пуску завода в полном объеме. Завод достиг проектной мощности, используя передовые методы технологии гидрометаллургического производства. Внедрение впервые в отечественной практике трехстадийной схемы очистки цинковых растворов от примесей обеспечило получение высокочистого цинкового электролита, повышение качества катодного металла, а также повышение извлечения цинка и кадмия.

Наиболее ярко отразились трудовые успехи завода в освоении технологии получения еще одного редкого металла - индия, необходимого республике как сырье для нужд радиоэлектроники. Проектом завода была заложена возможность получения концентрата с высоким содержанием индия, однако перед коллективом завода была поставлена задача освоения выпуска металлического индия, и 30 октября 1973 г. первый индий был получен. В этом же году был выпущен первый гранулированный цинковый купорос.

Из года в год росли объемы и качество выпускаемой продукции, но время требовало повышения эффективности производства, увеличения комплексности использования сырья и производительности труда, для чего необходима была реконструкция завода, которая завершилась в январе 1981 г.

Во всех цехах, на всех переделах были найдены резервы для расширения производства и внедрения прогрессивной технологии. В результате после реконструкции мощность завода увеличилась в 1,7 раза при сравнительно небольших капитальных затратах. Коллектив завода впервые в стране внедрил технологию переработки в вельц-печах шлаков свинцовой плавки иранской руды и шламов очистных сооружений.

Так проходило становление и утверждение цинкового завода - одного из лучших подразделений Алмалыкского комбината, продукция которого высоко ценится на рынке цветных и редких металлов.

У истоков рождения завода и становления коллектива «цинкачей» стояли талантливые инженеры-металлурги: П. Ченсек, Б.Г. Одиашвили, В.А. Гева, Е.К. Шегай. В последующие годы заводом руководили Г.Е. Бобков, к.т.н. В.М. Дорофеев, Л.Д. Ким, А.Т. Агзамов. С декабря 2008 г. завод возглавляет А.Л. Гришук.

Главными инженерами и специалистами в разные годы работали такие инженеры, как В.Д. Лескин, С.Н. Токсабаев, В.Г. Шутченко, Н.И. Пегий, В.А. Власов, Е.А. Приходько, Р.М. Хатипов, Е.Н. Федин, П.П. Антонов, Я.А. Савостеев, Ф.Ш. Наликашева, Ю.П. Гутерман, К.И. Ильясов, А.А. Патласов.

Нельзя не назвать имена рабочих-ветеранов, которые непосредственно участвовали в выпуске первого металла: Д. Иргашева, И.А. Шатунова - катодчиков электролитного цеха, аппаратчиков-гидрометаллургов В.И. Лежнева, В.А. Осипова, С.В. Хороших.

Из ветеранов цинкового завода кого-то уже нет с нами, кто-то на заслуженном отдыхе или уехал за пределы республики, а некоторые из них продолжают работать на заводе: заместитель директора М.М. Ширматов, начальник вельцеха Ф.Ф. Салахияев, начальник электролитного цеха О.А. Сеитов, начальник обжигового цеха Г.В. Мирошниченко, заместитель начальника цеха выщелачивания А.А. Маматкулов, начальник энергоцеха Ш.М. Турсунов, начальник РМУ С.Ю. Машарипов, главный энергетик Г.Х. Халкулов, производственный мастер вельцеха Г. Якибов, начальник ПЭО Н.Г. Маслова, председатель профкома О.А. Воробьева, ведущий инженер-технолог И.Л. Рогачкая, начальник бюро кадров Л.А. Неприна, начальник СТК В.Л. Бабушкина, производственный мастер Т.Ш. Гарилов, старший мастер электролитного цеха А. Сарыкозов, операторы пульта управления Г.В. Рахимов и Н.Н. Каменская, аппаратчик-гидрометаллург В.В. Сатонин, электролизники водных растворов Е.А. Федосеева, Л.Я. Мигачева и А. Гайнутдинова, слесари КИПиА В.И. Косенко и Н.И. Серенко, газовщик Р.С. Романова, обжигальщик С.И. Мадмуратов, мастер участка ОСВ Ф. Абдулхакова, слесари-ремонтники Т. Абдураимов и А.В. Хакунов, аккумуляторщик Н.А. Груздев.

Список этот можно было бы продолжать, и пусть не огорчаются те, чьи фамилии здесь не указаны.

Главное - есть завод, на котором работают они сами, их дети и внуки.

Труд отдельных работников цинкового завода за годы независимости Республики Узбекистана отмечен правительственными наградами:

- орденом «ДУСТЛИК»: В.М. Дорофеев – бывший директор завода, Т.В. Бурганова - производственный мастер СКЦ;

- орденом «МЕХНАТ ШУХРАТИ»: Г.В. Мирошниченко - начальник обжигового цеха, С.И. Мадмуратов - обжигальщик обжигового цеха;

- медалью «ШУХРАТ»: А.Т. Агзамов - бывший директор завода, К.Х. Нармуратова - лаборант-полярнографист.

Удостоен звания «Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан»: У.Н. Халкулов - плавильщик электролитного цеха.

Динамика выпуска основной продукции показывает, что с 1983 по 1990 гг. цинковый завод вышел на максимальные показатели по выпуску цинка, серной кислоты, кадмия металлического.

Распад бывшего союза существенно отразился на производительности завода. Возникли сложности с поставкой концентратов и вспомогательных материалов из-за пределов Узбекистана, ведь своего цинкового сырья в республике не стало, т.к. рудники Кургашикан, Уч-Кулач, Алтын-Топкан были выведены из ряда действующих предприятий.

Заводу надо было выстоять, и в первую очередь необходимо было решить проблему с обеспечением его сырьем и материалами, сохранить уникальную технологию и квалифицированных специалистов. Наступил новый этап в жизни завода - оказание услуг по переработке цинкового концентрата по контрактам с зарубежными компаниями, поставляющими концентрат из Европы, Америки, Китая и России на толлинговых условиях. Поступающее сырье по качеству было ниже, чем предусмотрено технологической инструкцией производства цинка, да еще и доставлялось неритмично, что создавало существенные трудности с его переработкой, но специалисты завода улучшили технологический процесс так, что выпускаемый металлический цинк соответствовал марки ЦОА.

В 1998 и 2009 гг. заводчане столкнулись с проблемой полного отсутствия сырья. При всей сложности технологического процесса получения цинка, специалистами завода были разработаны мероприятия по остановке, содержанию во время простоя и запуску сложнейшей системы трубопроводов и оборудования в работу с наименьшими потерями, что является ярким показателем профессионализма работников цинкового завода!

Перебои с сырьем, отсутствие товарного цинка и правительственная программа импортозамещения заставили заводчан искать новые пути получения прибыли. В связи с этим в электролитном цехе освоено производство сплава ЦАМ без дополнительных капитальных вложений, который успешно

применяется на Центральном ремонтно-механическом заводе для изготовления запчастей к оборудованию цехов комбината. В цехе выщелачивания разработана технология получения соли Шлиппе, используемой для очистки цинковых растворов от кобальта, дефицит которой существенно сказывался на качестве цинкового электролита. А также изменена схема приема марганцевого шлама, в результате чего экономятся десятки тонн «валютной» марганцевой руды. В вельщехе при переработке цинковых кеков дорогостоящая коксовая мелочь частично заменена на отечественный восстановитель – ферганский нефтекокс. В кадмиевом цехе усовершенствована технология получения медного кека, что позволило снизить безвозвратные потери цинка с медным кеком.

Кроме того, заводчанами освоена технология получения технического свинца из техногенных отходов цинкового производства.

Да, жизнь не стоит на месте и в каждый период времени есть свои проблемы. В апреле 2009 г., во время развивающегося мирового экономического кризиса, прекратилась поставка привозного сырья и сложнейшая гидрометаллургическая «машина» была остановлена. Теперь задачей коллектива было выжить и сохранить высококвалифицированный коллектив гидрометаллургов, обеспечить сохранность оборудования с наименьшими затратами. Руководством комбината и завода были предприняты меры по обеспечению жизнестойкости цинкового завода, а именно:

- создано временное подразделение из технологического персонала завода по очистке и охране оборудования;

- проведены промышленные испытания по увеличению доли переработки окисленного сырья, что позволило одновременно произвести прокрутку оборудования и инженерных коммуникаций во избежание их интенсивной коррозии;

- созданы бригады по благоустройству территории завода и объектов комбината из числа высвобожденных рабочих;

- проведены ревизия и ремонт основного оборудования силами заводской ремонтной службы.

В IV квартале 2009 г. возобновилась поставка цинкового концентрата и теперь коллектив цинкового завода нацелен при строжайшей экономии ресурсов при переработке сырья, на выпуск цинка только высшей марки.

А в ближайшем будущем цинковый завод готовиться принимать цинковый концентрат отечественного месторождения «Хандиза», что позволит комбинату выпускать товарный цинк ОАО «Алмалыкский ГМК».

Сегодня сплоченный коллектив цинкового завода готов трудиться на благо и процветание нашей Родины – независимого Узбекистана!

История завода продолжается...

ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ БЛОКОВ КАМНЯ МАШИНАМИ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

Рахимов В.Р., академик АН РУз, докт. техн. наук, профессор ТашГТУ; Махмудов А.М., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГИ

Основными факторами, оказывающими решающее влияние на эффективность разрушения пород ударной нагрузкой по контуру при добыче блоков в крепких породах, являются: величина ударного нагружения (энергия единичного удара), геометрические параметры рабочего инструмента, параметры схемы разрушения [1-4].

Перечисленные выше факторы разрушения (энергия единичного удара, геометрические параметры инструмента, параметры схемы разрушения, глубина слоя, шаг удара) имеют между собой определенную связь, характеризующуюся наличием оптимального соотношения между энергией удара и площадью контакта инструмента с разрушаемым материалом. Увеличение этих величин при сохранении оптимального соотношения между ними способствует повышению эффективности ударного процесса разрушения. С увеличением площади контакта инструмента с породой при соответствующем увеличении до оптимального значения, энергии удара зона критических для данного материала напряжений создается в большем объеме породного массива. Увеличение площади контакта инструмента с разрушаемым материалом связано с ростом угла заострения и ширины лезвия долотчатого инструмента. Таким образом, прослеживается связь между всеми параметрами разрушения - энергией удара, геометрическими параметрами инструмента, параметрами схемы разрушения [2].

При выполнении первой группы экспериментов, проводимых с целью качественной оценки процесса разрушения, величина шага разрушения a_c , которая предопределялась характером откола и размерами

скалываемых элементов породы, составляла при разрушении мрамора (2,0-2,5) h, гранита - (1,5-1,8) h, известняка - (2,8-3,0) h. Угол атаки α , обеспечивающий устойчивый режим работы инструмента, составлял 25-90°. В качестве инструмента использовалось долото с шириной лезвия $b=15-25$ mm и углом заострения лезвия $\beta=90^\circ$.

Из полученных графиков зависимости удельных энергозатрат разрушения E от высоты слоя h (рис. 1) видно, что наиболее эффективно процесс разрушения пород протекает при высоте слоя 130-160 mm. Эксперименты проводились на различных породах и при различных энергиях удара, однако полученные оптимальные значения высоты разрушаемого слоя имеют однозначную величину.

На рис. 2 приведены графики зависимости удельных энергозатрат разрушения от энергии единичного удара A . Зависимости характеризуются ярко выраженными оптимумами величин энергии единичного удара. При повторных ударах инструмент внедряется в породу на большую величину, увеличивается площадь контакта лезвия инструмента с породой. При достижении оптимального соотношения между энергией удара и площадью контакта инструмента с породой ударная энергия реализуется наиболее эффективно и обеспечивается отделение от массива крупного элемента породы. С увеличением энергии удара эта зона будет увеличиваться и, в конечном счёте, охватит всю предполагаемую поверхность откола, что создаст возможность откола крупного элемента породы при многократном ударном нагружении.

При воздействии ударной нагрузки на породный забой часть энергии реализуется на разрушение материала и раскрытие откольной трещины, а часть рассеивается в массиве и расходуется на упругие колебания массива. Показатели удельных энергозатрат при разрушении мрамора и известняка находятся приблизительно на одном уровне, несмотря на их различную крепость (временное сопротивление сжатию). Это свидетельствует о том, что предел прочности на сжатие не является критерием оценки сопротивляемости пород разрушению. В данном случае отделение элементов породы от массива осуществляется по плоскостям напластования, в связи с чем значительно снижается сопротивляемость породы отрыву.

Эта закономерность была подтверждена экспериментами, в процессе которых отделение элементов породы от блока мрамора производилось как в направлении перпендикулярном напластованию пород, так и в направлении параллельном напластованию

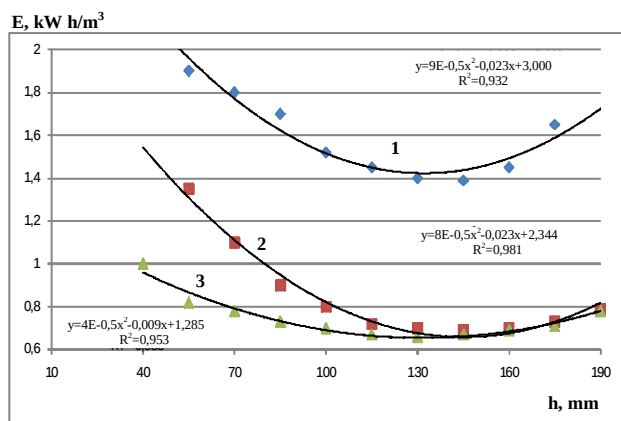


Рис. 1. График зависимости удельных энергозатрат от высоты разрушаемого слоя при разрушении гранита (1), мрамора (2), известняка (3)

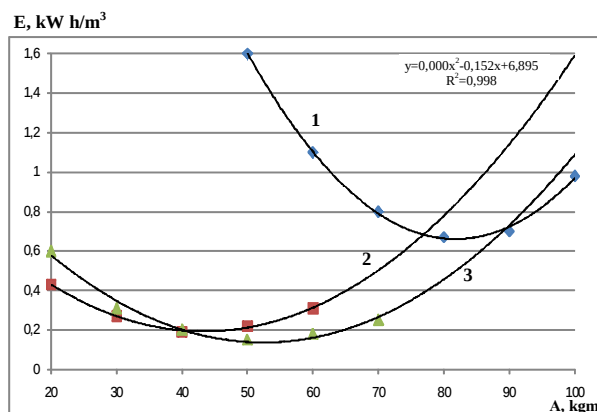


Рис. 2. Кривые зависимости удельных энергозатрат от энергии удара при разрушении гранита (1), мрамора (2), известняка (3)

пород. Несмотря на отсутствие в мраморе явно выраженной слоистости, эффективность разрушения его во втором случае оказалась в значительной степени выше, чем в первом. Удельные энергозатраты разрушения породы, отделяемой по ее напластованию, составили $0,45 \text{ kW h/m}^3$, а перпендикулярно напластованию породы - $0,72 \text{ kW h/m}^3$.

Исследования доказали достаточно высокую эффективность ударного способа разрушения горных пород по схеме, предусматривающей отделение элементов породы от массива по плоскостям напластования вдоль дополнительной (второй) обнаженной поверхности. При этом для каждого типа пород существует оптимальное значение энергии единичного удара. Из графиков зависимостей $E=f(h)$ (рис. 3), характеризующих процесс разрушения мрамора, видно, что имеется ярко выраженный оптимум высоты разрушаемого слоя, характеризующийся минимальными удельными энергозатратами разрушения. Этот оптимум при ширине лезвия долота 15 mm находится в пределах $70\text{--}100 \text{ mm}$, при ширине лезвия $20\text{--}130\text{--}160 \text{ mm}$ и при ширине лезвия $25\text{--}190\text{--}220 \text{ mm}$. Аналогичная закономерность имеет место при разрушении известняка и гранитов. Таким образом, оптимум высоты разрушаемого слоя с увеличением ширины лезвия долота увеличивается. Такое положение имеет место при различных энергиях удара. Следовательно, оптимум высоты разрушаемого слоя не зависит от типа пород и энергии единичного удара, а зависит только от ширины лезвия долота.

Для работы в оптимальном режиме, независимо от типа пород и энергии единичного удара, между высотой разрушаемого слоя h и шириной лезвия долота b (с углом заострения $\beta=90^\circ$) должно быть выдержано следующее соотношение:

$$h = (3 \div 3,5)b.$$

Испытания проводились на обычном вертикальном копре. Вес падающего груза 16 kg , высота его падения $0,5 \text{ m}$. Вес образцов различной формы составлял $70\text{--}90 \text{ g}$. Основная характеристика сопротивляемости горных пород разрушению $V_{\max}$ определяется в кубических сантиметрах.

Корреляционный анализ данных экспериментов

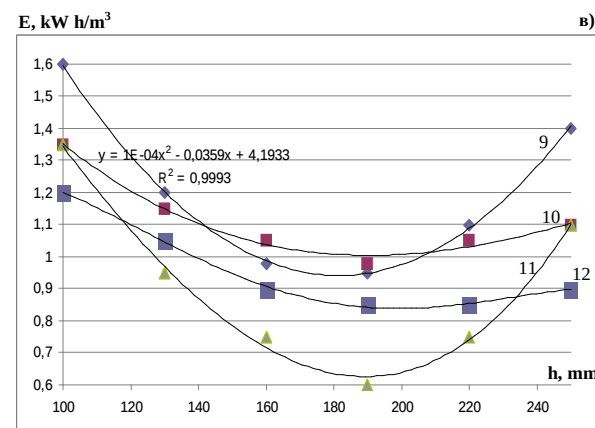
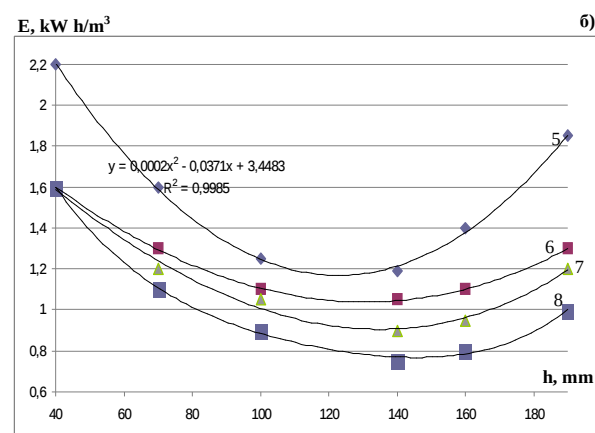
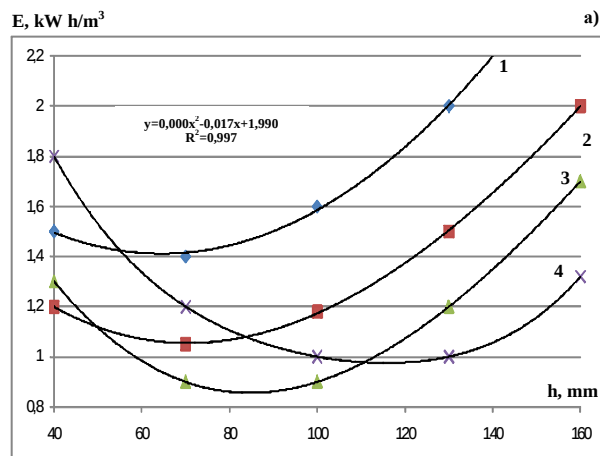


Рис. 3. Графики зависимости удельных энергозатрат разрушения мрамора долотом от высоты разрушаемого слоя: а) ширина лезвия 15 mm , б) ширина лезвия 20 mm , в) ширина лезвия 25 mm : 1– $A=10 \text{ kg m}$; 2– $A=30 \text{ kg m}$; 3– $A=50 \text{ kg m}$; 4– $A=70 \text{ kg m}$; 5– $A=50 \text{ kg m}$; 6– $A=110 \text{ kg m}$; 7– $A=70 \text{ kg m}$; 8– $A=90 \text{ kg m}$; 9– $A=90 \text{ kg m}$; 10– $A=110 \text{ kg m}$; 11– $A=130 \text{ kg m}$; 12– $A=150 \text{ kg m}$

показывает о наличии достаточно тесной связи между величиной удельных энергозатрат и показателем разрушаемости, которая имеет вид

$$E = 3,71 - 7 \cdot 10^{-3} h - 7,57 \cdot 10^{-1} V_{\max} + 1,98 \cdot 10^{-5} h^2 + 4,65 \cdot 10^{-2} V_{\max}^8 \text{ kW h/m}^3$$

Эта зависимость характеризует процесс ударного разрушения в оптимальном режиме, т.е. при оптимальных значениях энергии удара и оптимальном

соотношении между высотой разрушаемого слоя и шириной лезвия долота ($h:b=3-3,5$).

Анализ экспериментальных данных указывает на существование тесной связи между высотой разрушаемого слоя и объемом одного скола, которая, в свою очередь, практически не зависит ни от энергии одиночного удара, ни от ширины лезвия долота при соотношении $h:b>3$. Взаимосвязь параметров ударного разрушения может быть описана следующим образом. При ударном воздействии на породу, обнаженную в двух плоскостях, откольная трещина, развитие которой начинается непосредственно под лезвием инструмента, выходит на дополнительную обнаженную поверхность, обеспечивая крупный скол и отделение от массива крупного элемента породы. Характер раскрытия и форма откольной трещины практически не зависит ни от энергии единичного удара, ни от ширины лезвия долотчатого инструмента при соотношении $h:b>3$. При увеличении высоты разрушаемого слоя увеличивается объем отделяемого элемента породы при сохранении его геометрической формы (линейных размеров) и, следовательно, растёт крупность фракций разрушаемого материала.

Как показывает зарубежная и отечественная практика, при создании машин ударного действия весьма важную роль играет вопрос работоспособности инструмента, число отделенной им от массива породы до определённого затупления его рабочей части. В качестве критерия оценки принята величина удельной работоспособности, которая определяется по количеству отбитой от массива породы, приходящейся на единицу площади затупления лезвия ударного инструмента.

Сравнение полученных значений удельной работоспособности для различных наконечников рабочего инструмента показывает, что геометрия собственно наконечника оказывает на неё существенное влияние, причем наиболее наглядно это проявляется в тот момент, когда энергия единичного удара является оптимальной (или близкой к ней) для данных условий разрушения. Так, при разрушении мрамора и гранита с использованием энергии единичного удара $A=50 \text{ kg m}$

удельная работоспособность ударного инструмента, оснащённого наконечником с изменяющейся геометрией по радиусу его закругления, в первоначальный момент выше по сравнению с ударным инструментом, оснащённым наконечником с прямолинейным лезвием, соответственно на 30 и 32%. При энергии единичного удара $A=100-125 \text{ kg m}$ эта разница составляет соответственно 41 и 43%.

Выполненные эксперименты по разрушению пород ударным долотчатым инструментом с углом заострения 90° показали, что рост эффективности ударного процесса разрушения пород при наличии двух взаимно перпендикулярных плоскостей обнажения предопределяет увеличение высоты разрушаемого слоя и ширины лезвия инструмента при сохранении оптимального соотношения между этими параметрами.

В соответствии с установленной взаимосвязью параметров рекомендуются следующие параметры клиновидного исполнительного органа машины.

I. Инструмент - цельный, долотчатый, с изменяющейся геометрией лезвия, ширина лезвия 15-25 мм, угол заострения лезвия 90° .

II. Энергия удара при разрушении мрамора $A=130-140 \text{ kg m}$ $V_{\max}=5,7 \text{ см}^3$; $A=110-120 \text{ kg m}$ $V_{\max}=6,3 \text{ см}^3$.

Единственной причиной выхода из строя рабочего инструмента являлась поломка (срез) его упорных буртов.

Суммарная реализованная энергия каждого из инструментов составила к моменту выхода его из строя $3,0 \cdot 10^6 \div 3,5 \cdot 10^6 \text{ kg m}$.

Список литературы:

1. Б.Р. Ракишев Энергоемкость механического разрушения горных пород. Изд. МПКП «Баспагер» Алматы 1998 г. с. 210.
2. Г.Г. Каркашадзе «Механическое разрушение горных пород». Изд. МГТУ. М., 2004 год. с.222.
3. Б.Н. Кутузов «Взрывное и механическое разрушение горных пород» М., 1973. с.311.
4. Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка «Природный камень. Добыча блочного и стенового камня», Санкт-Петербург 1997 год. с.428.

УДК 622.2

Шеметов П.А., Снитка Н.П. 2010 г.

ПРИЕМЫ ДИНАМИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ СЫРЬЕВЫМИ РЕСУРСАМИ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Шеметов П.А., главный инженер НГМК, докт. техн. наук; Снитка Н.П., директор Центрального рудоуправления НГМК

Деятельность горноперерабатывающих комплексов связана со значительной неопределенностью, касающейся в рассматриваемом случае минерально-сырьевой базы. Эта неопределенность, выражаемая различием между ожидаемым и прогнозируемым результатом деятельности, порождает риск производ-

ственно-экономического свойства, который является важным фактором, определяющим стратегию развития комплекса. А поскольку такая стратегия является базовым элементом управления минерально-сырьевыми ресурсами, то вполне логичным является предположение о том, что риски производственной

деятельности горноперерабатывающих комплексов могут и должны быть существенно уменьшены, в частности, на стадии планирования разработки месторождений.

Принятие динамического решения по управлению деятельности горноперерабатывающего комплекса неизбежно влечет за собой принятие адекватного динамического решения по управлению минерально-сырьевыми ресурсами. При открытой разработке месторождений реализация таких решений базируется на двух динамических приемах управления освоением месторождений:

- управление развитием горных работ при соблюдении рациональной последовательности и соотношений извлечения горной массы в пространстве и времени;

- управление границей «товарная руда - некондиционная горная масса» в системе рудного грузопотока карьера.

Опираясь на эти два динамических управленческих приема и анализ априорной информации, можно выделить основные базовые элементы динамического управления минерально-сырьевыми ресурсами при открытой разработке месторождений, сущность которых иллюстрируется данными, приведенными в табл. 1, где на примере реального горноперерабатывающего объекта приведены иерархические уровни управления, для каждого из которых сформулирована сущность управляющих действий, определены шаги проектирования, планирования и корректировки планов развития горных работ в мощном (100 млн. т горной массы в год) глубоком (более 500 м) карьере на месторождении сложного строения. При этом в табл. 1. также приведены уровни иерархической системы более высокого порядка, оказывающие на работу карьера определяющее внешнее воздействие.

Схема иерархически организованных уровней управления развитием горных работ в карьере, где каждый такой уровень состоит из нескольких уровней более низкого порядка, представлена на рис.

В рассмотренной природно-промышленной системе структурные уровни находятся в зависимости друг от друга. В то же время каждый уровень системы может в определенных рамках развиваться как бы самостоятельно, направляя но не мешая развитию ниже лежащего уровня и подпитывая своими действиями вышележащий уровень.

На таких иерархически построенных взаимоотношениях базируется метод динамического проектирования и планирования открытых горных работ, сущность которого заключается в оперативном корректирующем реагировании на возмущающие воздействия, стремящиеся вывести систему из заданного режима функционирования. При этом каждому уровню системы соответствует свой уровень внешних и внутренних возмущающих воздействий (табл. 2) и уровень корректирующей ответной реакции.

Таблица 1			
Иерархические уровни управления в природно-промышленной системе при освоении месторождений			
Иерархический уровень управления	Сущность управляющих действий	Шаг проектирования и планирования горных работ	Шаг корректировки проектов и планов
Окружающая инвестиционная среда системы	Формирование замысла освоения месторождения с определением, функционального предназначения и статуса предприятия	25-50 лет	15-25 лет
Промышленный комплекс	Разработка стратегии развития горно-перерабатывающего комплекса	15-25 лет	10-15 лет
Карьер	Разработка стратегии развития карьера	15-25 лет	5-10 лет
Этап развития карьера	Разработка стратегии развития этапа	5-10 лет	От 1-го года до 3-х лет
Природно-технологическая зона карьера	Стратегическое управление развитием горных работ в карьере	1-3 лет	От 1-го до 3-х месяцев
Участок природно-технологической зоны	Оперативно-тактическое управление развитием горных работ в природно-технологической зоне	1-3 месяца	От нескольких суток до 1 месяца
Выемочный блок	Оперативное управление развитием горных работ на участке природно-технологической зоны	от 1 суток до 1 месяца	От нескольких часов до нескольких смен

Рассмотрим более подробно уровень корректирующей ответной реакции на внешние и внутренние возмущающие воздействия, стремящиеся вывести систему из заданного режима функционирования.

Главным внешним возмущающим воздействием является изменение программы выпуска золота, которое последовательно порождает практически немедленное изменение требований к параметрам рудного грузопотока карьера (управляющий уровень «Карьер»), статусу и параметрам рудного потока природно-технологической зоны (управляющий уровень «Природно-технологическая зона»), статусу и параметрам грузопотока участка (управляющий уровень «Участок природно-технологической зоны») и программам отработки блока (управляющий уровень «Выемочный блок»). Поэтому ответная реакция на внешнее возмущающее воздействие носит скачкообразный характер и распространяется по иерархическим уровням системы сверху вниз. При этом следует отметить, что ответная реакция может выражаться не только в увеличении бортового содержания с неизбежной отработкой более богатой части месторождения, но и в активизации имеющихся резервов, заключенных в технологических, технических, финансовых и организационных решениях прошлых лет.

Карьер				
Этап 1 (базовый)				2 3 ...
Природно-технологическая зона 1			2 3 ...	
Участок 1 зоны		2 3 ...		
Выемочный блок 1	2	3	...	

Рис. Схема иерархически организованных уровней управления развитием горных работ в карьере

Внутренние возмущающие воздействия в горно-перерабатывающем комплексе связаны с динамическим изменением геологических характеристик (достоверность разведки запасов, обводненность, физико-механические свойства пород и т.п.) или горнотехнической ситуации (деформации массива, нарушение транспортных связей и т.п.) на разных уровнях управления системы. Безусловно, такие изменения оказывают влияние, в первую очередь, на выемочный блок, затем - на участок природно-технологической зоны, далее - на природно-технологическую зону и т.д. Адекватная динамическая реакция на такие возмущающие воздействия заключается в изменении интенсивности и порядка ведения горных работ, а также в смещении границы «товарная руда - некондиционная горная масса». Такая ответная реакция последовательно реализуется сначала на выемочном блоке, затем на участке природно-технологической зоны и так до того управляющего уровня системы, на котором отклонение, вызванное возмущающим воздействием, будет нейтрализовано. При этом устанавливаются время, границы и объемы горных работ, требуемые для такой нейтрализации (глубина корректирующих решений).

На приведенном примере наглядно проявляется влияние соответствия шага корректировки управленческому уровню системы. В частности, ситуация на выемочном блоке может меняться по несколько раз в сутки, поэтому корректирующий шаг будет равен нескольким часам. На участке природно-технологической зоны ситуация меняется реже, поэтому корректирующий шаг увеличивается до нескольких суток или даже месяца. В природно-технологической зоне ситуация меняется еще реже, поэтому корректирующий шаг еще увеличится до 1-го или даже до 3-х месяцев.

Существенное влияние на глубину корректирующих решений оказывает инерционность горных работ. Для нейтрализации влияния глубину корректирующих решений следует принимать равную двойной или даже тройной глубине, при которой возмущающее воздействие нейтрализуется. Такой корректирующий прием

реализуется сначала в планах, а при выходе за временные границы планирования - в проектах горных работ. При этом следует иметь в виду, что, поскольку динамические изменения геологической и горнотехнической ситуации на разных управленческих уровнях системы происходят практически непрерывно, то корректирующее планирование и проектирование горных работ также происходят практически непрерывно.

Этот прием управления позволяет избежать ошибок в развитии горных работ, связанных с эффектом суммации последствий от внутренних возмущающих воздействий.

Таким образом, приведенные примеры показывают, что ответная реакция на внутренние возмущающие воздействия носит эволюционный характер с постепенным количественным изменением параметров управления горными работами и распространяется по иерархическим уровням системы снизу вверх.

В целом анализ динамического управления минерально-сырьевыми ресурсами при разработке месторождений позволяет сделать следующие выводы:

1. Для усиления управляющей функции карьер рассматривается в качестве составной иерархически организованной части природно-промышленной системы «месторождение-карьер», в которой количество уровней управления определяется масштабом и сложностью строения месторождения, а также производственной мощностью карьера. Количество таких уровней может изменяться от одного (малое месторождение и карьер малой мощности) до пяти (крупное месторождение и карьер большой мощности). При этом динамические изменения параметров управления минерально-сырьевыми ресурсами происходят по иерархическим уровням системы сверху вниз при внешнем и снизу вверх при внутреннем возмущающем воздействии.

2. Управление минерально-сырьевыми ресурсами при внешнем динамическом изменении условий функционирования горноперерабатывающего комплекса опирается на комплекс таких приемов формирования ответной реакции, как:

- осознанное и планомерное понижение бортового содержания с опережающей разработкой разных сценариев и корректировкой стратегии развития горноперерабатывающего комплекса по мере отработки запасов месторождения;

- применение технологического, технического, организационного и финансового рычага (рычага) для адекватной реакции на изменение программы выпуска золота.

3. Управление минерально-сырьевыми ресурсами при внутреннем динамическом изменении условий функционирования горноперерабатывающего комплекса опирается на такие приемы формирования ответной реакции, как:

- изменение интенсивности и порядка ведения горных работ, а также смещение границы «товарная руда - некондиционная горная масса» последовательно сначала на

Таблица 2

Сущность внешних и внутренних возмущающих воздействий на разных иерархических уровнях управления системы

Иерархический уровень управления	Сущность возмущающих воздействий	
	внешних	внутренних
Окружающая среда системы	Изменение экономической ситуации на рынке минеральных продуктов	Существенное изменение горно-геологических условий месторождения
Промышленный комплекс	Изменение задания по выпуску золота	Изменение характеристик добываемого минерального сырья
Карьер	Изменение требований к рудному грузопотоку карьера.	1. Изменение геологических характеристик месторождения. 2. Изменение горнотехнических условий разработки.
Природно-технологическая зона карьера	Изменение статуса и параметров рудного грузопотока зоны.	1. Изменение геологических характеристик залежей 2. Изменение горнотехнической ситуации в зоне.
Участок природно-технологической зоны	Изменение статуса и параметров грузопотока участка.	1. Изменение геологических характеристик рудного тела. 2. Изменение горнотехнической ситуации на участке.
Выемочный блок	Изменение программы отработки блока.	1. Изменение геологических характеристик забоя. 2. Изменение горнотехнической ситуации в забое.

выемочном блоке, затем на участке природно-технологической зоны и так до того управляющего уровня системы, на котором отклонение, вызванное возмущающим воздействием, будет нейтрализовано;

- практически непрерывное корректирующее планирование и проектирование горных работ в связи с динамическими изменениями геологической и горно-технической ситуации, что позволяет избежать ошибок в развитии горных работ, связанных с эффектом суммации последствий от внутренних возмущающих воздействий.

4. Динамические изменения условий функционирования горноперерабатывающего комплекса требуют динамических решений по управлению кондициями балансовых запасов, которые должны соответствовать

управляющему уровню системы:

- карьер (этап развития карьера) - стратегическое управление бортовым содержанием с шагом управления от нескольких до 10 лет и более;

- природно-технологическая зона - тактическое управление бортовым содержанием с шагом управления от нескольких месяцев до нескольких лет;

- участок (выемочный блок) - оперативное управление бортовым содержанием с шагом управления от нескольких часов до нескольких суток.

Таким образом, приемы динамического управления минерально-сырьевыми ресурсами при открытой разработке месторождений позволяют уменьшить производственно-экономические риски при работе горно-перерабатывающего комплекса.

УДК 622.83

© Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. 2010 г.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АНИЗОТРОПИИ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ПОРОД В ОТВАЛАХ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ РУДНОГО ПОТОКА КАРЬЕРА

Сытенков В.Н., академик Академии горных наук РФ, докт. техн. наук, профессор; Наимова Р.Ш., заместитель директора Учебного центра Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Наличие на перерабатывающем заводе двух приемных узлов, оснащенных дробилками крупного дробления (размер принимаемого куска породы до 1,5 м), и одного приемного узла без такой дробилки ставит задачу по разделению карьерного рудного потока по гранулометрическому составу транспортируемой руды. При решении этого вопроса перспективным направлением является использование анизотропии гранулометрического состава пород в отвалах [1].

Под анизотропией гранулометрического состава пород в рассматриваемом случае понимается распределение размера кусков породы в отвале в зависимости от направления измерений, в частности, в вертикальном разрезе отвала. По сути, анизотропия гранулометрического состава пород в отвале позволяет скорректировать пространственное положение крупнокусковых зон в отвальном массиве, что может быть положено в основу технологии его разработки.

Анизотропия гранулометрического состава пород в отвалах наблюдается при их формировании в результате сегрегации. Сегрегация есть физический процесс разделения сыпучего материала по крупности при перемещении его по наклонной поверхности, в частности, откосу формируемого отвального массива. Основная закономерность сегрегации проявляется в концентрации мелких фракций в верхней,

а крупных фракций – в нижней части откоса отвала. При формировании отвалов степень анизотропии пород зависит от высоты откоса и технологии транспортирования гранулометрического состава пород, влияние которой в вертикальной плоскости отчетливо прослеживается при сравнении автомобильного и конвейерного транспорта (рис. 1).

С точки зрения анизотропии гранулометрического состава пород отвалы подразделяются на:

- отвалы I-го типа практически без проявления анизотропии гранулометрического состава пород (автомобильные отвалы высотой до 10÷12 м);

- отвалы II-го типа с проявившейся анизотропией гранулометрического состава пород (автомобильные отвалы высотой 15÷20 м и конвейерные отвалы высо-

Таблица 1

Формирование рудного потока карьера в зависимости от типа отвала, способа выемки и оснащения приемных узлов перерабатывающего завода

Тип отвала	Способ выемки	Применяемое оборудование
I	Валовая	Приемные узлы с дробилкой
II	Селективная	Приемные узлы без дробилки Приемные узлы с дробилкой
	Верхняя зона с мелкой фракцией Нижняя зона с крупной фракцией	
III	Селективная	Приемные узлы любого типа Приемные узлы с дробилкой
	Верхняя зона с мелкой фракцией Нижняя зона с крупной фракцией	

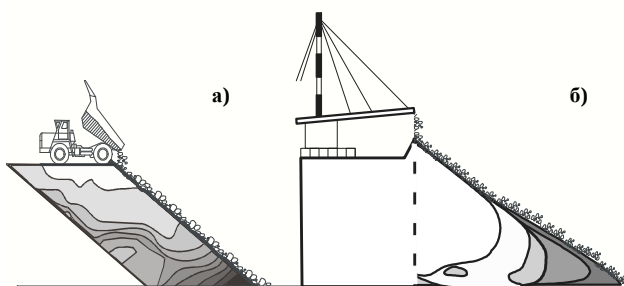


Рис. 1. Типичное проявление анизотропии гранулометрического состава пород в отвале при автомобильном (а) и конвейерном транспорте (б)



Рис. 2. Схема отгрузки руды при разделении отвала с учетом анизотропии гранулометрического состава пород

той до 10÷15 м);

- отвалы III-го типа с явно выраженной анизотропией гранулометрического состава пород (конвейерные отвалы высотой более 15 м и автомобильные отвалы высотой более 30 м).

Общий подход к технологии селективной разработки отвалов с учетом сегрегации пород и формирования рудного потока карьера с учетом гранулометрического состава руды заключается в следующем. Отвалы I-го типа, как правило, небольшого объема разрабатываются валовым способом с отгрузкой руды на приемные пункты перерабатывающего завода, оснащенные дробилками (табл. 1). Отвалы II-го типа с проявившейся анизотропией гранулометрического состава пород имеют относительно небольшой объем, но разрабатываются селективно с разделением на верхнюю и нижнюю техногенно-технологические зоны. При этом верхняя зона, представленная, в основном, мелкой фракцией, отработывается с опережением во времени и пространстве по отношению к нижней зоне. Руда верхней зоны отгружается целенаправленно на приемный пункт перерабатывающего завода, не имеющего дробилки, а руда нижней зоны, представленная в значительной части крупнокусковым материалом, - на приемные пункты перерабатывающего завода, имеющего дробилки. Верхняя зона в таком отвале не превышает, как правило, 85-90% его высоты. Отвалы III-го типа с явно выраженной анизотропией гранулометрического состава пород имеют объем, измеряемый десятками миллионов кубических метров. При разра-

Таблица 2

Простои узлов приема руды из-за попадания негабарита

Узел приема руды	Время работы, h	Время простоев, h	Доля простоев, %
2008 г.			
№1 (с дробилкой)	6613	23,07	0,34
№2 (с дробилкой)	6447	17,25	0,26
№3 (без дробилки)	539	58	10,7
2009 г.			
№1 (с дробилкой)	3319	13,44	0,40
№2 (с дробилкой)	3195	13,19	0,41
№3 (без дробилки)	708	27,42	3,87

ботке они делятся на верхнюю и нижнюю техногенно-технологическую зоны, верхняя из которых составляет ~2/3 высоты отвала. Поскольку запасы минерального сырья в таких отвалах велики, то руда из верхней зоны отгружается на все три приемных пункта перерабатывающего завода, а из нижней зоны - только на приемные пункты перерабатывающего завода, имеющие дробилки. При конвейерном транспорте максимальный размер кусков скальной породы для ленты шириной, например, 2000 мм достигает 650 мм, а количество фракции +100 мм составляет 15÷20%. Эта фракция при отсыпке в отвал концентрируется в нижней части откоса, поэтому его целесообразно разрабатывать с учетом анизотропии гранулометрического состава пород селективно (рис. 2). При формировании отвалообразователем рудного штабеля высотой 12÷15 м происходит перераспределение материала по крупности кусков: в верхней части штабеля доминирует мелкая (-50+100 мм), в нижней - крупная (+100 мм) фракция. Поэтому для формирования рудного потока из мелкой фракции горизонт установки экскаватора поднимают на высоту крупнокусковой части штабеля. После этого отработывают верхнюю часть штабеля с отгрузкой руды на приемный узел перерабатывающего завода без дробилки, а затем экскаватор опускают на уровень подошвы отвала и отработывают нижнюю часть штабеля с отгрузкой руды на приемные узлы перерабатывающего завода с дробилками. Разработанный способ отгрузки руды с учетом эффекта сегрегации позволяет сократить простои технологического оборудования узла приема руды, не оснащенного дробилкой, из-за попадания негабаритов снизить с 10,7% до 3,87% времени работы (табл. 2). При этом простои мельничных блоков из-за технологических отказов 3-го приемного узла в 2008 г. составили 507 h, а в 2009 г. - 308 h. При производительности мельничного блока $Q_{\text{мл}}=158,1$ т/ч прирост переработки за счет сокращения таких простоев из-за отсутствия руды в 2009 г. составил: $(507-308) 158,1=31462$ т.

Таким образом, селективная разработка отвалов с учетом анизотропии гранулометрического состава пород с последующим формированием рудного потока карьера в зависимости от преобладающей крупности кусков в отгружаемой руде и оснащения приемного узла перерабатывающего завода обеспечивает сокращение простоев измельчительного оборудования с увеличением его производительности.

Список литературы:

1. Ю.В. Лаптев Закономерности процесса сегрегации горной массы при формировании насыпных техногенных объектов. ГИАП 2007. № 2. стр. 276-281

ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫЙ КОМПЛЕКС «ХАНДИЗА» – ПРЕДПРИЯТИЕ БУДУЩЕГО

Каландаров П.И., зам. директора Узбекского государственного института «Узтяжнефтегазхимпроект», докт. техн. наук, профессор; **Джураев Р.И.**, зам. генерального директора ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Рожнов А.П.**, главный инженер бюро тяжелой промышленности Узбекского государственного института «Узтяжнефтегазхимпроект»

Согласно постановлению Президента Республики Узбекистан от 12 марта 2009 г. «О Программе мер по реализации важнейших проектов по модернизации, техническому и технологическому перевооружению производства на 2009-2014 гг.» №ПП-1072 предусмотрено ускорение реализации инвестиционных проектов по модернизации, техническому и технологическому перевооружению производства, обеспечение на этой основе внедрения современных технологий по углубленной переработке сырьевых ресурсов и освоения производства конкурентоспособной, востребованной на внутреннем и внешнем рынках высококачественной продукции [1-4].

В целях выполнения вышеназванного правительственного решения принята «Программа модернизации, технического и технологического перевооружения производства ОАО «Алмалыкский ГМК» на 2009-2015 гг. [2].

Программа предусматривает:

- дальнейшее наращивание объемов производства цветных и драгоценных металлов за счет расширения сырьевой базы комбината с вовлечением в отработку полиметаллических руд месторождения «Хандиза» и техногенных образований;
- внедрение передовых технологий переработки руд, комплексное извлечение полезных компонентов, увеличение объемов выпуска серной кислоты за счет утилизации отходящих сернистых газов металлургического производства с применением современного химического и энергетического оборудования;
- обеспечение сопряженности действующих добывающих и перерабатывающих производственных мощностей, а также повышения уровня загрузки металлургического передела;
- освоение производства новых видов продукции, востребованных на внутреннем и внешнем рынках, для наращивания экспортного потенциала предприятия;
- повышение эффективности производства и снижение расхода топливно-энергетических ресурсов за счет внедрения современных технологий и оборудования.

ОАО «Алмалыкский ГМК» – это основная часть индустрии Республики Узбекистан, комбинат, который является единственным в республи-

ке и одним из крупнейших в странах СНГ производителем цветных металлов с законченным циклом производства, уверенно присутствующим на международном рынке цветных металлов как стабильный производитель и поставщик катодной меди и цинка металлического.

ОАО «Алмалыкский ГМК» – это сложный промышленный комплекс, который является не только флагманом цветной металлургии, но и входит в тройку крупнейших предприятий стран СНГ по объемам добычи и переработки медно-порфириновых, свинцово-цинковых и золото-серебряных руд.

Структура производства ОАО «Алмалыкский ГМК» ориентирована по трем направлениям: медно-молибденовое, свинцово-цинковое и золото-добывающее.

ОАО «Алмалыкский ГМК» включает 3 рудника открытых горных работ, 6 шахт подземной добычи золотосодержащих руд, 4 обогатительные фабрики, 2 металлургических завода, управление автомобильного транспорта (УАТ), управление железнодорожного транспорта (УПЖТ), а также вспомогательные цеха и предприятия с единой инфраструктурой. Утвержденные промышленные запасы руды на действующих месторождениях обеспечат работу предприятия в течение не более 50 лет. Свыше 70% произведенной продукции экспортируется в восемь стран мира.

Товарной продукцией комбината является черновая медь, аффинированные драгоценные металлы, цинк металлический, серная кислота, кадмий металлический и молибденовый концентрат перерабатываемый на ОАО «УзКТЖМ».

Согласно принятой Программе дальнейшее устойчивое и сбалансированное развитие комбината будет осуществлено за счет внедрения новых технологий и оборудования, вовлечения в переработку забалансовых отвалных руд месторождения «Кальмакыр», а также освоения Хандизинского месторождения полиметаллических руд, реконструкции металлургического и сернокислотного переделов, применения эффективных энергосберегающих и экологически безопасных технологий, увеличения производства конкурентоспособной экспортно-ориентированной и импортозамещающей продукции.

Среди инвестиционных проектов, имеющих большую практическую значимость для дальнейшего роста экономики республики, имеет проект «Отработка полиметаллических руд месторождения «Хандиза».

Целью проекта является эффективное использование минерально-сырьевой базы для увеличения производства цветных и благородных металлов.

Для разработки проектной документации были привлечены ведущие проектные организации Республики Узбекистан и Российской Федерации.

Генеральным подрядчиком проектных работ постановлением Правительства был назначен институт «Узтяжнефтегазхимпроект» при Министерстве экономики РУз.

За последние три года институтом «Узтяжнефтегазхимпроект» - генеральным подрядчиком по проектным работам совместно с инициатором проектов ОАО «Алмалыкский ГМК» успешно разрабатывается и реализуется ряд инвестиционных проектов. Для достижения целей проекта предусмотрено строительство Хандизинского ГОКа в составе: подземного рудника, обогатительной фабрики, объектов инфраструктуры и строительства автодороги Кенгузар-Дибатам.

Проектирование освоения Хандизинского месторождения рассматривалось начиная с 70-х годов прошлого века. Однако ввиду очень сложного горного рельефа, оно неоднократно откладывалось.

К настоящему времени перерабатывающие мощности ОАО «Алмалыкский ГМК» начали ощущать дефицит в полиметаллических рудах, перерабатываемых на его предприятиях.

Это послужило обоснованием возврата к вопросу освоения Хандизинского месторождения полиметаллических руд.

Проектные работы по освоению этого месторождения (ПТЭО) были начаты в 2005 г. и закончены в 2007–2008 гг.

С 2009 г. начаты строительные работы по этому объекту: строительство (реконструкция) автодороги, связывающей горнодобывающий и перерабатывающий комплекс, жилого поселка (п. Дибатам), промплощадка подземного рудника, объектов обогатительной фабрики.

Производительность рудника и обогатительной фабрики по добыче и переработке руды на месторождении «Хандиза» взаимосвязаны между собой и составляют 650 тыс. т в год как при добыче, так и переработке. При указанной производительности предприятие обеспечено запасами на 33 года.

Исходя из геологических и горнотехнических условий, а также учитывая рельеф местности в районе расположения месторождения «Хандиза»

был принят подземный способ добычи руды как наиболее оптимальный.

Вскрытие запасов будет осуществлено наклонными автотранспортными уклонами с использованием существующей геологоразведочной штольни №10.

Назначение вскрывающих выработок следующее:

Штольня №10 будет использоваться для отработки верхней части запасов в отметках 1400–1360 м с использованием самоходной горнотранспортной техники, а также для подачи свежего воздуха в горные выработки и использования в качестве запасного аварийного выхода.

Транспортный уклон предназначен для выдачи горной массы (руды и породы) на поверхность, прокладки инженерных коммуникаций, а также для выброса отработанного воздуха из подземных горных выработок.

Порожняковый уклон используется для движения порожнего транспорта, доставки в горные выработки людей и материалов, прокладки коммуникаций энергоснабжения и водоснабжения, а также выдачи загрязненного воздуха.

Учитывая горнотехнические характеристики залегания рудных тел и вмещающих пород (руды и породы весьма крепкие - $f=12-19$, устойчивые) для отработки месторождения принято несколько типов систем разработки.

Первоначально (на стадии предварительного ТЭО) основными системами разработки принимались системы с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

После анализа горнотехнических условий залегания рудных тел, а также учитывая такие факторы как условия размещения закладочного комплекса в тяжелых горных условиях (оползневой массив), транспортировка закладочного материала как по поверхности, так и под землей, которые ведут к большим материальным и физическим затратам и повышению себестоимости добычи руды, было принято решение об исключении закладочных работ из технологии добычи на I этапе разработки при условии сохранения показателей эксплуатации (потери и разубоживание 8% и 15% соответственно).

На стадии ТЭО для отработки запасов месторождения были приняты следующие системы разработки:

- для крутопадающих рудных тел – система поэтажного обрушения с торцевым выпуском руды;

- для пологопадающих и наклонных рудных тел – поэтажная система с принудительным обрушением налегающих пород.

Для производства горных работ на руднике Хандиза приняты следующие комплексы основ-

ного технологического оборудования:

- автосамосвалы; погрузо-доставочные машины; буровые установки на пневмоходу с дизельными приводами; насосы типа ЦНС; вентиляторы главного проветривания типа ВОД.

Все основное технологическое оборудование выпускается в странах дальнего зарубежья (Канада, Швеция, Финляндия).

Горная масса выдается на поверхность автосамосвалами грузоподъемностью 15-20 т и складывается на временные отвалы руды и породы. В дальнейшем руда автосамосвалами по автодороге протяженностью 33 км доставляется к бункерам обогатительной фабрики.

Порода вывозится на постоянные отвалы, расположенные в районе промплощадки подземного рудника.

Руда месторождения «Хандиза» перерабатывается методом флотации с получением цинкового, медного и свинцового концентратов, которые железнодорожным транспортом доставляется в г. Алмалык для металлургического передела. Длина транспортировки 1200 км.

Содержание Cu, Zn, Pb в концентратах отвечают современным требованиям. Для этого приобретаемое оборудование для обогатительной фабрики должно соответствовать требованиям эффективных и энергосберегающих технологий, позволяющих снизить потери металлов.

Выбор технологии производства и технологического оборудования для переработки руд определяется исходя из объемов и способа добычи, характеристики сырья и качества получаемых концентратов.

Извлечение металлов из руды в концентрат составляет:

- свинца в свинцовый концентрат – 65-72%;
- цинка в цинковый концентрат – 75-82%;
- меди в медный концентрат – 68-77%;
- кадмия в цинковый концентрат – 55%;
- серебра в медный концентрат – 46-49%.

При этом количество концентратов составляет:

- свинцовый концентрат (Pb 45%) – 29,5 тыс. т в год;
- цинковый концентрат (Zn 53%) – 68,9 тыс. т в год;
- медный концентрат (Cu 23%) – 17,5 тыс. т в год.

Извлечение металлов из концентратов при их переработке до товарного металла составляет:

- из цинкового концентрата: цинка – 91,7%, серебра – 82,7%, серной кислоты – 80,7% при содержании 31,0%;
- из медного концентрата: меди – 92,7%, серебра – 91,0%, кадмия – 63%; серной кислоты –

75% при содержании 30,5%.

Для обогатительной фабрики принят следующий набор основного оборудования:

- дробилки;
- мельницы;
- флотомашины;
- фильтр-пресс;
- классификаторы;
- конвейеры.

Энергоснабжение предусмотрено от существующей двухцепной ЛЭП 110 кВ по трассе Гульча-Дибадом с учетом её частичного ремонта.

Водоснабжение объектов горно-обогатительного комбината осуществляется из рек Хандиза (подземный рудник) и Сангардак (обогатительная фабрика).

Теплоснабжение – от гелиоустановок в сочетании с электродогревательными установками (в зимний период).

Автодорога от площадки рудника до площадки обогатительной фабрики протяженностью 33 км была реконструирована в связи с расчётной по проекту интенсивностью и грузонапряжённостью движения большегрузных самосвалов.

Железная дорога расположена в 22 км от обогатительной фабрики и в 55 км от рудника.

Капитальные вложения в строительство объектов по проекту составляют 145,88 млн. долл. США, общая стоимость проекта с учетом финансовых издержек в инвестиционный период и первоначального оборотного капитала – 153,67 млн. долл. США.

Согласно постановлению Президента Республики Узбекистан №ПП - 1072 от 12 марта 2009 г. «О программе мер по реализации важнейших проектов по модернизации, техническому и технологическому перевооружению производства на 2009-2014 гг.» расчетная стоимость проекта принята в размере 147,4 млн. долл. США без учета финансовых издержек в инвестиционный период и первоначального оборотного капитала.

Вышеуказанное показывает, что объемы капитальных вложений на строительство объектов по ТЭО проекта не превышают параметры, предусмотренные постановлением Президента Республики Узбекистан №ПП - 1072 от 12 марта 2009 г. Структура капитальных вложений представлена в табл.

Финансирование строительства объектов по проекту осуществляется за счет собственных средств ОАО «Алмалыкский ГМК» (АГМК), аккумулированных на специальном счете, предназначенном для капитального строительства и модернизации производственных мощностей комбината, с привлечением средств Фонда реконст-

Таблица

Структура капитальных вложений

Наименование	Всего (тысяч долларов США)	В том числе, тыс. долларов США		
		СМР	Оборудование	Прочие
Горнодобывающий комплекс	60310,00	23469,60	34704,86	2135,54
Обогатительный комплекс	59899,74	33697,42	25970,25	232,07
Объекты внешней инфраструктуры	23372,43	16550,95	5680,14	1141,34
ПИР	2296,97			2296,97
Итого капитальных вложений	145879,14	73717,97	66355,25	5805,92
Чистый оборотный капитал	922,61			
Финансовые издержки в период инвестиции	6 872,76			
Всего инвестиций в реализацию проекта	153674,52			

рукции и развития Республики Узбекистан, а также кредита местного коммерческого банка.

Специальный счет ОАО «Алмалыкский ГМК» формируется за счет сверхприбыли остающейся в распоряжении комбината после уплаты налога на сверхприбыль. Сумма собственных средств, направляемых на финансирование проекта, составляет – 52774,52 тыс. долл. США.

Кредитные средства из Фонда реконструкции и развития Республики Узбекистан выделяются на закупку импортного технологического оборудования и составляют - 60 900,00 тыс. долл. США.

Результаты расчетов, представленных в ТЭО проекта, показывают, что сальдо накопленных денежных потоков за расчетный период составляет 149,1 экв. млн. долл. США.

При этом наблюдается дефицит денежных средств за период с 2010 по 2012 г. в размере 73,45 экв. млн. долл. США, который будет покрываться за счет средств от общехозяйственной деятельности ОАО «Алмалыкский ГМК».

Внутренняя норма доходности проекта (IRR) составляет 7,2%, срок окупаемости капитальных вложений (не дисконтированный) с учётом инвестиционного периода – 10 лет.

При разработке проекта институт «Узтяжнефтегазхимпроект» согласился с выбранными тех-

ническими решениями инициатором проекта по горнодобывающему комплексу и параметрами основного технологического оборудования на перерабатывающей фабрике, при этом реализация проекта обусловлена необходимостью увеличения производства цветных и благородных металлов в Республике Узбекистан, являющихся сырьем стратегического назначения, а также расширения сырьевой базы цветных и благородных металлов для обеспечения производственной потребности ОАО «Алмалыкский ГМК».

Реализация проекта горно-обогатительного комплекса «Хандиза» на базе месторождения со строительством обогатительной фабрики позволит:

- повысить уровень загрузки существующих производственных мощностей медеплавильного и цинкового заводов ОАО «Алмалыкский ГМК»;
- повысить экономический потенциал страны;
- повысить социально-экономическое развитие регионов;
- увеличить загруженность новой железной дороги «Ташгузар-Байсун-Кумкурбан» за счет дополнительных грузовых перевозок концентратов до места их переработки, а также грузов, поступающих в адрес ГОК «Хандиза», и создать новые рабочие места.

Список литературы:

1. Постановление Президента Республики Узбекистан №ПП-1072 от 12 марта 2009 года «О Программе мер по реализации важнейших проектов по модернизации, техническому технологическому перевооружению производства на 2009-2014 годы»
2. Постановление Президента Республики Узбекистан №ПП-1100 от 16.04.2009г.
3. ТЭО проекта «Отработка полиметаллических руд на месторождения горно-обогатительного комплекса «Хандиза».- Ташкент, Институт «Узтяжнефтегазхимпроект». том. 1-3. 2009.
4. Распоряжение Кабинета Министров Республики Узбекистан №134-Ф от 30.03.2007г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ ДОЛГОВЕЧНОСТИ УДЛИНЕННОЙ ВЫЕМКИ В ОПЛЫВАЮЩИХ ПЕСЧАНЫХ ГРУНТАХ ПРИ ВЗРЫВЕ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук, Баракаев С.С., аспирант НГГИ

Расширение масштабов применения энергии взрыва при образовании удлиненных выемок в мелиоративном строительстве, а также растущие требования к качеству их выполнения обусловили необходимость разработки новых, физически обоснованных способов взрывания в оплывающих песчаных грунтах и методов инженерного расчета параметров траншейных зарядов. Наряду с изучением внешних проявлений механического эффекта взрыва необходимо уделять внимание механизму взаимодействия взрывного импульса со структурными элементами грунта, изучению и обобщению явлений, сопровождающих развитие во времени деформированной области грунтового массива.

В связи с этим обоснование и разработка технологий образования удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса представляет собой важную научно-техническую проблему, обеспечивает снижение в сложных гидрогеологических условиях трудозатрат, повышение надежности детонирования зарядов в обводненных условиях и является актуальной проблемой мелиоративного строительства (рис. 1).

Разработка методов уплотнения водонасыщенных грунтов связана с развитием теоретических и экспериментальных исследований действия взрыва в неустойчивых массивах. Экспериментальные взрывные работы, проведенные по известным технологиям в оплывающих песчаных грунтах, показывают их неэффективность вследствие последующего вспучивания массива по оси выработки. Это вызвано относительно большой текучестью грунта, обратно возвращающегося после выброса, оползающего по дну выемки и поднимающегося по инерции вверх по оси выработки. К основной причине относится разрушение структуры водонасыщенного грунта под действием энергии взрыва и переход его в разжиженное состояние.

Проведенные исследования позволили разработать способ формирования конструкции траншейного заряда ВВ. Разработанный способ относится к горной промышленности, к строительству ирригационных сооружений в оплывающих песчаных грунтах различных степеней плотности взрывом траншейных зарядов выброса.

Новизна способа заключается в формировании траншейного заряда выброса, обеспечивающего

устойчивость удлиненных выемок за счет закрепления образующихся зон разжижения поверхностно-активным веществом (ПАВ).

Поставленная задача решается тем, что при формировании траншейного заряда выброса после проходки зарядной траншеи в нее размещают ПАВ (раствор гидроокиси алюминия в соотношении 10 г на 1 л воды), упакованное в капсулы, закладывают рассыпное промышленное ВВ, изолированное полиэтиленовой пленкой, устанавливают промежуточные детонаторы, детонирующие шнуры, производят забойку, обваловку грунтом и взрывают.

Способ осуществляют следующим образом. По оси проектного контура выемки проводят щель шириной 0,8 м и глубиной до уровня грунтовых вод (рис. 2), укладывают полиэтиленовую пленку 1 по периметру щели, устанавливают капсулы с раствором гидроокиси алюминия 3, размещают заряд рассыпного промышленного ВВ 2, прокладывают не менее двух нитей детонирующего шнура 4 и промежуточные детонаторы 5 из мешков аммонита 6ЖВ массой по 40 кг через каждые 50 м. Далее производят забойку 6 и обваловку 7 грунтом, вынимаемым из проектного сечения выемки (рис. 3), и



Рис. 1. Проходка зарядной траншеи

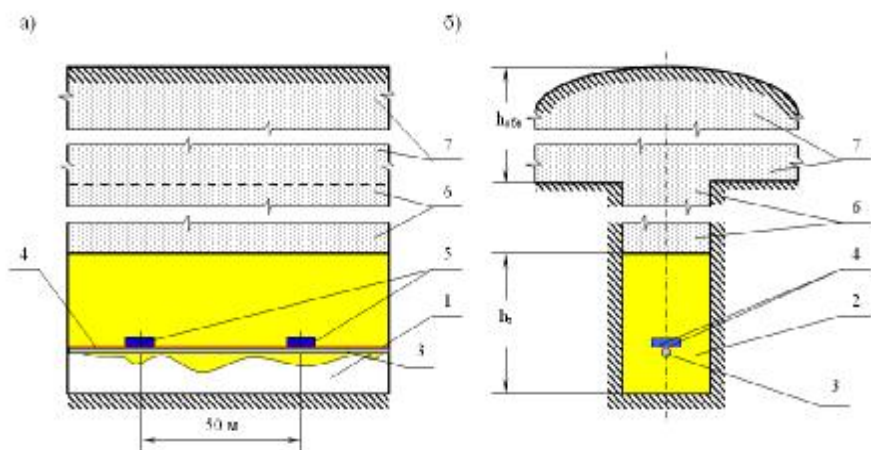


Рис. 2. Способ формирования траншейных зарядов выброса с применением раствора ПАВ: а – продольный разрез траншеи, б – поперечный разрез траншеи; 1 – полиэтиленовая пленка, 2 – слой рассыпного промышленного ВВ, 3 – капсулы с раствором гидроокиси алюминия, 4 – детонирующий шнур, 5 – промежуточный детонатор, 6 – забойка, 7 – грунтовая обваловка



Рис. 3. Зарядка траншеи взрывчатým веществом, забойка и обваловка

взрывают. Применение раствора гидроокиси алюминия способствует более эффективному закреплению массива оплывающих песчаных грунтов, а именно зоны разжижения, что подтверждено проведенными опытно-промышленными взрывами.

Таким образом, способ формирования траншейного заряда выброса обеспечивает предварительное закрепление массива оплывающих песчаных грунтов с использованием ПАВ, что дает возможность предотвращения оползания и вспучивания грунта, а также закрепления дна и откосов выемки будущего сооружения.

В промышленных условиях по разработанному способу проведены опытно-промышленные взрывы с целью определения эксплуатационной долговечности удлиненной выемки в оплывающих песчаных грунтах.

Установлено, что средняя глубина потока профильного сечения выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия

зависит от расхода воды. Данная зависимость приведена на рис. 4.

В удлиненной выемке, образованной взрывом траншейных зарядов выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия, в начальный период эксплуатации средняя глубина потока воды имеет тенденцию к снижению. Это связано с тем, что в результате взрыва в оплывающих песчаных грунтах размыв с увеличением расхода в начальный период эксплуатации протекает интенсивнее, приводя к понижению уровня воды, а затем, по мере смыва взорванного грунта со дна и боков выемки и стабилизации средней глубины потока, увеличивается и становится значительно выше, чем это имеет место в начальный период эксплуатации.

На рис. 5 показаны кривые изменения относительного значения размеров выемки в оплывающих песчаных грунтах при взрыве траншейных зарядов выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия в зависимости от расхода воды при различных сроках эксплуатации удлиненной выемки.

Исследованиями установлено, что с увеличением расхода воды в начальный период эксплуатации удлиненной выемки относительное изменение ширины выемки по урезу воды возрастает. Это связано с тем, что при больших расходах воды интенсивный

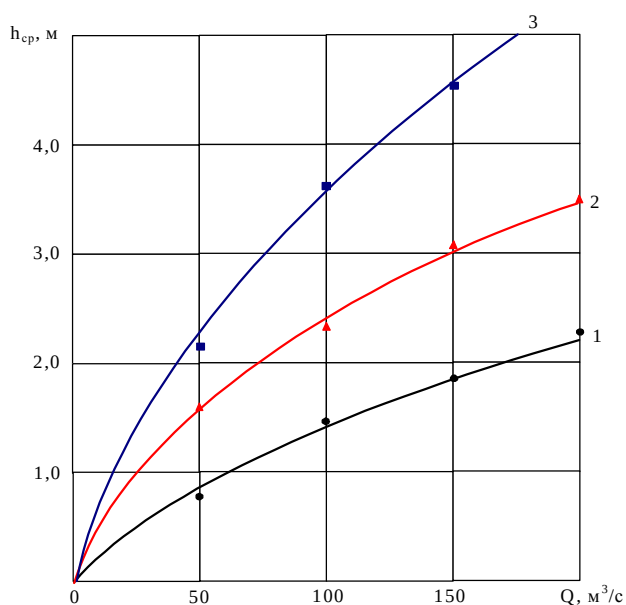


Рис. 4. Кривые изменения средней глубины потока в зависимости от расхода воды: 1 - после первого месяца эксплуатации выемки, 2 - после четвертого месяца эксплуатации выемки, 3 - после одного года эксплуатации выемки

гидроразмыв, действуя на бока выемки и рыхлый слой обратного упавшего грунта, слегка смывает его и тем самым увеличивает ее размер, понижая уровень воды.

При более длительной эксплуатации удлиненная выемка принимает устойчивую форму за счет усиленной кальматации.

Таким образом, определена эксплуатационная долговечность удлиненной выемки взрывом траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах, зависящая от средней глубины потока и расхода воды.

Исследования проводились в соответствии с тематическим планом государственной научно-технической программы Государственного Комитета по координации и развитию науки и технологий при Кабинете Министров Республики Узбекистан на темы: № П. 6.2.5 – «Обоснование и разработка новых способов образования удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса» и № П.5-038 – «Разработка технологии уплотнения грунтов

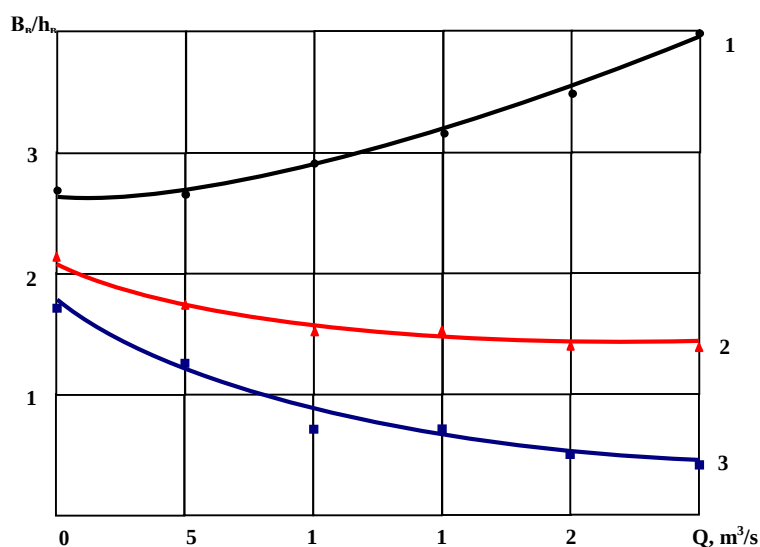


Рис. 5. Кривые изменения относительного значения размеров выемки в зависимости от расхода воды: 1 - после первого месяца эксплуатации выемки, 2 - после четвертого месяца эксплуатации выемки, 3 - после одного года эксплуатации выемки

при образовании удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса».

УДК 622.235.5

© Бирик И.П., Ивановский Д.С., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р. 2010 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА СБРОСА ПРИ ПЕРЕМЕЩЕНИИ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВАМИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Бирик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; Ивановский Д.С., инженер по горным работам ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК; Заиров Ш.Ш., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Уринов Ш.Р., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

Для определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ проведены опытно-промышленные испытания на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов (рис. 1-5, табл.).

Исследуемые участки карьера представлены разнопрочными горными породами, которые имеют резкое различие прочностных и акустических свойств. Они характеризуются многоярусным распределением различных литологических разностей в пределах одного уступа с преобладающим наличием мягких песчано-глинистых пород. При этом крепкие включения залегают в верхней части уступа и отличаются относительно небольшой мощностью.

Бурение вертикальных и наклонных скважин

производилось буровым станком СБШ-250МН. В качестве промышленного ВВ использован игданит, а в качестве промежуточного детонатора для усиления чувствительности ВВ к детонации – патронированный нобелит-216Z диаметром 70 мм и массой 2 кг.

Конструкция зарядов принималась сплошной, а инициирование – обратное. Заряжание скважин производилось механизированным способом с использованием зарядной машины.

Забойка производилась вручную с использованием бурового шлама. Подрыв подготовленных скважинных зарядов на сброс производился электродетонаторами, подсоединенными к ДШЭ-12 в местах вывода на земной поверхности с применением взрывной машинки марки ПИБ-100М. Взрывание производилось короткозамедленным спосо-

бом с величиной замедления 35 ms. Схема взрыва – порядная, обеспечивающая наибольшую дальность перемещения породы.

В первом блоке экспериментов проводились четыре серии взрывов с целью определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов в зависимости от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и углах наклона скважин к вертикали.

Удельный расход ВВ в экспериментах изменяли от 0,7 до 2 kg/m³, ширину заходки принимали 15, 20 и 25 m, угол наклона скважин к вертикали – 0, 15, 30°, при этом высота уступа составляла 10 m.

Во втором блоке экспериментов проводились три серии взрывов с целью определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов в зависимости от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ. Угол наклона скважин к вертикали изменяли от 0° до 30°. Удельный расход ВВ в экспериментах принимали 0,7; 1,0 и 1,5 kg/m³, высоту уступа 10, 15, 20 m, при этом ширина заходки составляла 15 m.

В третьем блоке экспериментов проводились три серии взрывов с целью определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов в зависимости от высоты уступа при различных углах наклона скважин к вертикали и удельном расходе ВВ. Высоту уступа изменяли от 10 до 20 m. Удельный расход ВВ в экспериментах принимали 0,7; 1,0 и 1,5 kg/m³, угол наклона скважин к вертикали – 0, 15, 30°, при этом ширина заходки составляла 15 m.

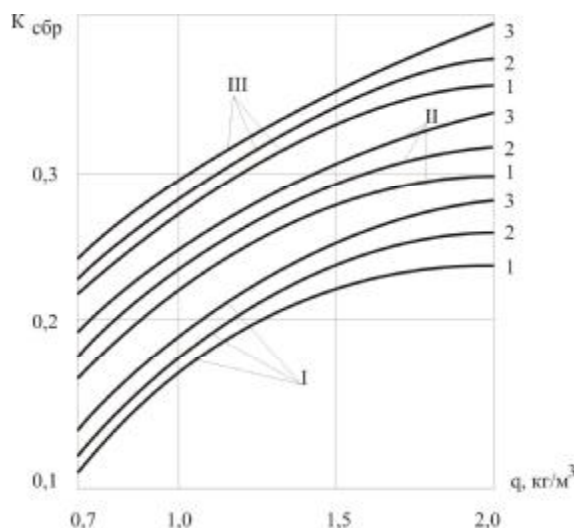


Рис. 1. Зависимость коэффициента сброса в разнопрочных горных породах от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и углах наклона скважин: I, II, III – угол наклона скважин, соответственно, 0°, 15°, 30°; 1, 2, 3 – ширина заходки, соответственно, 25, 20, 15 m

В четвертом блоке экспериментов проводились четыре серии взрывов с целью определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов в зависимости от ширины заходки при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ. Ширину заходки изменяли от 15 до 30 m. Удельный расход ВВ в экспериментах принимали 0,7; 1,0 и 1,5 kg/m³, высоту уступа – 10, 15, 20 m, при этом угол наклона скважин к вертикали составлял 0°.

В пятом блоке экспериментов проводились пять серий взрывов с целью определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов в зависимости от мощности крепких включений при удельном расходе ВВ и углах наклона скважин к вертикали. Мощность крепких включений изменяли от 2 до 10 m. Удельный расход ВВ в экспериментах принимали 0,7; 1,0 и 1,5 kg/m³, угол наклона скважин к вертикали – 0, 15, 30°, при этом ширина заходки составляла 15 m, а высота уступа – 10 m.

После каждой серии взрывов по маркшейдерским замерам определяли объем сброса горной массы в выработанное пространство карьера.

Обработка результатов экспериментальных исследований по определению эффективных параметров буровзрывных работ взрывами скважинных зарядов ВВ на сброс в разнопрочных горных породах проводилась по методикам [1-3]. При этом необходимое число экспериментов устанавливалось статистическим путем по величине коэффициента вариации $K_{\text{вар}}$, допускаемой ошибки $K_{\text{доп}}$ и задаваемой надежности P . Число экспериментов определяли по формуле:

$$n = t^2 \frac{K_{\text{вар}}^2}{K_{\text{доп}}^2}, \quad (1)$$

где t - нормированное отклонение, зависящее от задаваемой надежности P .

Для научно-исследовательских работ рекомендуются значения $P=0,9$, $K_{\text{доп}}=5-10\%$. Величина $K_{\text{вар}}$ устанавливается путем статистической обработки экспериментальных данных по формуле:

$$K_{\text{вар}} = \frac{s}{M} 100\%, \quad (2)$$

где σ - среднее квадратичное отклонение; M - математическое ожидание результатов измерения.

Здесь:

$$s = \sqrt{\frac{\sum (X_i - M)^2}{n-1}}; \quad M = \frac{\sum X_i}{n}, \quad (3)$$

где X_i - отдельные результаты измерения; n - число экспериментов.

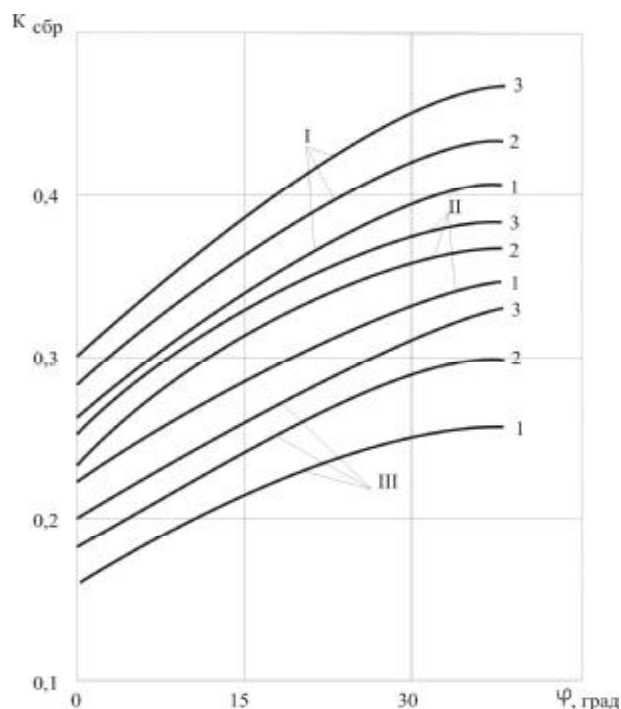


Рис. 2. Зависимость коэффициента сброса в разнопрочных горных породах от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 kg/m^3 ; 1, 2, 3 – высота уступа, соответственно, 10, 15, 20 м

При значении коэффициента вариации $K_{\text{вар}}$, лежащих в пределах $K_{\text{доп}}=5-10\%$, получены значения $n=3-4$ – число экспериментов для каждой точки наблюдения.

Экспериментальные исследования позволили установить зависимость изменения коэффициента сброса в разнопрочных горных породах от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин к вертикали, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков.

Анализ зависимостей изменения коэффициента сброса от удельного расхода ВВ, приведенный на рис. 1, показывает, что коэффициент сброса резко возрастает с ростом удельного расхода ВВ. Его увеличение с 0,7 до 2 kg/m^3 позволяет увеличить коэффициент сброса в 2 раза.

Характер зависимости показывает, что при значениях удельного расхода свыше 1,5-1,8 kg/m^3 интенсивность приращения коэффициента сброса стабилизируется.

Характер зависимости, приведенный на рис. 2, свидетельствует о том, что максимальное значение коэффициента сброса достигается при угле наклона скважин к вертикали 30° . Причем коэффициент сброса быстро растет с увеличением угла наклона скважин до 30° .

Дальнейшее увеличение угла наклона практически не влияет на количество сбрасываемых в отвал разнопрочных горных пород. Увеличение угла наклона скважин свыше 30° может привести к

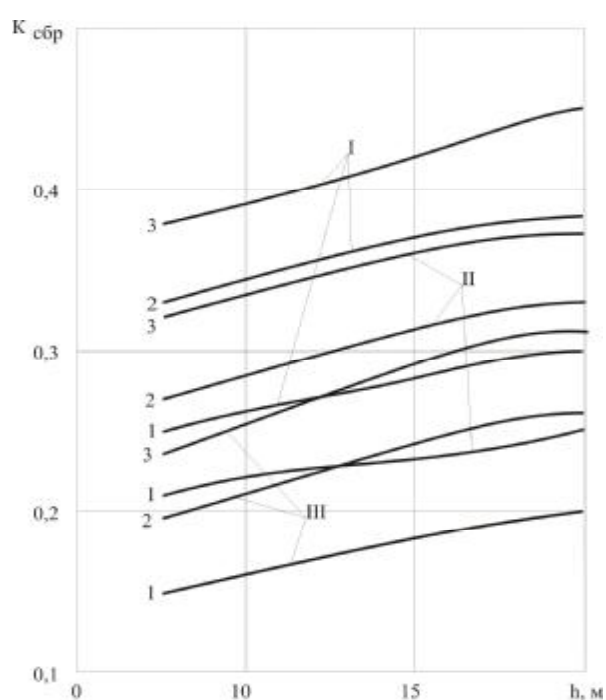


Рис. 3. Зависимость коэффициента сброса в разнопрочных горных породах от высоты уступа при различных углах наклона скважин к вертикали и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 kg/m^3 ; 1, 2, 3 – угол наклона скважин, соответственно, 0° , 15° , 30°

снижению устойчивости скважин и к осложнениям процессов бурения и заряжания. Поэтому угол наклона скважин целесообразно ограничить 30° к вертикали.

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

На рис. 3 приведено изменение коэффициента

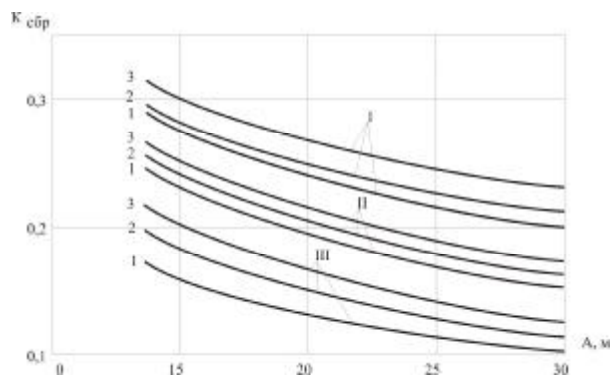


Рис. 4. Зависимость коэффициента сброса в разнопрочных горных породах от ширины заходки при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 kg/m^3 ; 1, 2, 3 – высота уступа, соответственно, 10, 15, 20 м

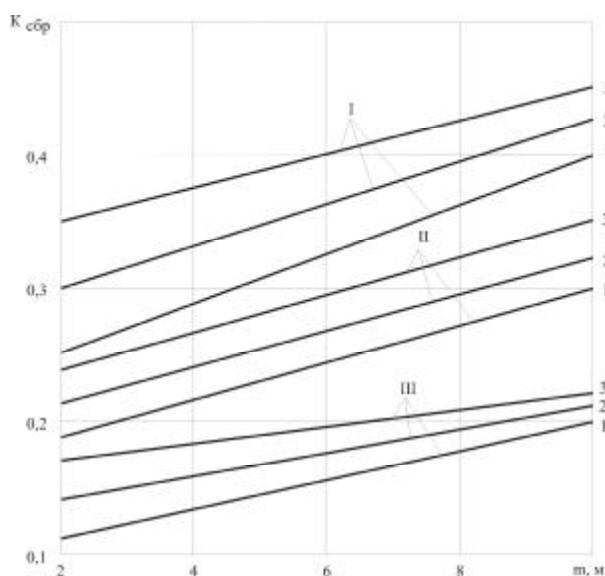


Рис. 5. Зависимость коэффициента сброса в разнопрочных горных породах от мощности крепких включений при различных удельном расходе ВВ и углах наклона скважин к вертикали: I, II, III — удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 кг/м³; 1, 2, 3 — угол наклона скважин к вертикали, соответственно, 0°, 15°, 30°

сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от высоты уступа при различных углах наклона скважин и удельном расходе ВВ. Установлено, что с увеличением высоты уступа коэффициент сброса разнопрочных горных пород увеличивается.

Причем при угле наклона скважин к вертикали 30° и удельном расходе ВВ 1,5 кг/м³ достигается максимальная дальность перемещения горных пород взрывом.

Установлено, что с увеличением ширины заходки значение коэффициента сброса уменьшается, хотя ширина развала с ее увеличением и растет (рис. 4).

Поэтому с точки зрения достижения максимального эффекта сброса ширину заходки целесообразно принимать минимально допустимой по технологическим соображениям.

На рис. 5 приведено изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах от мощности крепких включений при различном удельном расходе ВВ и углах наклона скважин к вертикали. В результате опытно-промышленных взрывов выявлено, что с увеличением мощности крепких включений коэффициент сброса увеличивается, а максимальный эффект взрывного перемещения достигается при удельном расходе ВВ 1,5 кг/м³ и угле наклона скважин к горизонту 30°.

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

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

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; α_c — угол наклона скважин к горизонту, град.; A — ширина заходки, м; h — высота уступа, м; m — мощность крепких пропластков, м.

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет 0,94±0,012.

Таким образом, в промышленных условиях определен коэффициент сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ, зависящий от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин к горизонту, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков.

Эффективные параметры перемещения вскрышных горных пород на сброс приведены в табл.

Таблица	
Эффективные параметры перемещения разнопрочных горных пород на сброс	
Параметр	Значение
Диаметр скважин, мм	215; 250
Сетка скважин, м x м	4,0x4,0; 5,0x5,0
Удельный расход ВВ, кг/м ³	1,5
Количество рядов скважин	3
Высота вскрышного уступа, м	10-20
Ширина заходки, м	15
Угол наклона скважин к вертикали, град.	30
Конструкция заряда	Сплошная
Схема взрывания	Порядная
Величина замедления, ms	35

Выводы

1. Разработана методика определения коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в промышленных условиях.

2. Установлено изменение коэффициента сброса в разнопрочных горных породах в зависимости от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин к вертикали, ширины заходки, высоты уступа и мощности крепких пропластков.

3. Разработана формула расчета коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ.

Список литературы:

1. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. — М.: Наука, 1969. — С. 139-141.
2. Математическая статистика. / Под ред. А.Н. Длинна. — М.: Высшая школа, 1975. — 398 с.
3. Методическое руководство по применению программ обработки данных на ЭЦВМ. — М.: ИГД им. А.А. Сковчинского, 1985. — 53 с.

МЕТОД ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ НАЛИЧИИ ТВЕРДЫХ ПРОПЛАСТКОВ В ГОРНОМ МАССИВЕ

Морозов В.В., начальник группы «O'zGEORANGMETLITI», канд. техн. наук; **Бибик И.П.**, зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Шомирзаев У.А.**, инженер «O'zGEORANGMETLITI»

Анализ опыта методов ведения буровзрывных работ при наличии твердых включений в массиве показывает, что все методы ведения взрывных работ в разнопрочном массиве направлены на проработку твердых пропластков, создание компактного и однородного по фракционному составу развала. Для этого стремятся расположить заряд ВВ в местах залегания твердых включений или увеличить продолжительность действия взрыва. К методам увеличения действия взрыва в местах расположения твердых включений относятся методы: рассредоточенных зарядов ВВ, встречного инициирования заряда ВВ, изменения формы зарядной полости и применения комбинированных зарядов с разной работоспособностью ВВ. К методам увеличения продолжительности действия взрыва относятся методы: воздействия на забойку скважины параллельно-сближенной короткой скважиной, запирающих зарядов, тормозящей активной забойкой из аммиачной селитры.

Наиболее распространенным является метод рассредоточенных зарядов ВВ. В работах В.Н. Мосинца, С.К. Рубцова [1] и Ю.В. Климова [2] приведены расчеты величины заряда ВВ. При многоярусном расположении пропластков и расстоянии между ними более 2 м масса рассредоточенного заряда рассчитывается в зависимости от числа пропластков n .

$$Q = 127 + \frac{pd^2}{4} r \sum_{i=1}^{n-1} (m_i + 2), \quad (1)$$

где 127 - принимаемая масса заряда для дробления нижнего пропластка, кг [2].

d - диаметр скважины, мм;

m_i - мощность пропластков, м.

При расстоянии между пропластками менее 2 м рекомендуется использовать сплошной заряд. Его масса с учетом ошибки измерений должна определяться как:

$$Q = \frac{pd^2}{4} r [(L_{скв} - h_{пер}) - (h_6 - 1)], \quad (2)$$

где h_6 - глубина залегания верхнего пропластка, м.

Удельный расход ВВ вычисляется по формуле:

$$q = \frac{Q}{a^2 (L_{скв} - h_{пер})}, \quad (3)$$

где a - расстояние между скважинами, м.

Разработанная авторами конструкция заряда с воздушным промежутком и кумулятивной выемкой в нижней части скважинного заряда ВВ объединяет оба направления приведенных выше методов (рис. 1-8).

Сущность конструкции заряда заключается в том, что в нижней части скважины при зарядке остается воздушный промежуток длиной 1÷2 м. Тем самым заряд поднимается до уровня твердых включений. Для проработки нижней части массива, в нижней части скважинного заряда ВВ делается кумулятивная выемка. Иницирование заряда ВВ

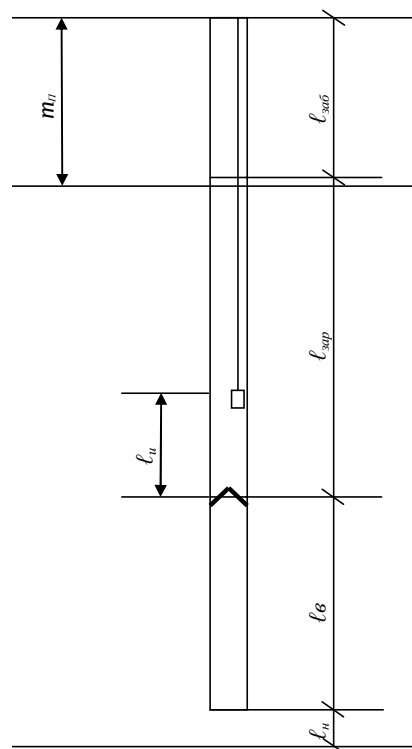


Рис. 1. Конструкция заряда ВВ с воздушным промежутком и кумулятивной выемкой, где: m_i - мощность пласта твердых включений; $l_{зab}$ - длина забойки; $l_{зар}$ - длина заряда; $l_в$ - длина воздушного промежутка; l_u - длина от воздушного промежутка до инициирующего заряда; l_n - длина от воздушного промежутка до фосфоласта

производится на высоте $2/3-3/4$ длины заряда. Данная конструкция заряда за счет расположения заряда ВВ непосредственно под твердым включением позволит увеличить воздействие взрыва на него.

Воздушный промежуток, выполненный с кумулятивной выемкой, создает кумулятивную струю, которая при ударе о низ скважины создает ударную волну, направленную вниз и в стороны от скважины.

Под действием струи и вторичного воздействия заряда ВВ, направленного вниз скважины, образуются волны растяжения, направленные в стороны от скважины. От основного заряда волны напряжений, направленные вниз, создают вторичное дробление пород. В свою очередь волны напряжений от кумулятивного заряда, направленные вверх производят вторичное дробление вышележащих пород.

Таким образом, нижняя часть массива претерпевает две волны напряжений сверху и в радиальном направлении, а верхняя в радиальном направлении и снизу. Направление энергии части заряда ВВ в нижнюю часть скважины увеличивает время воздействия взрыва на массив и создает две волны напряжений, воздействующих на весь массив.

Проведенный анализ взрывных работ на карьере Ташкура показал, что при приближении заряда к пласту гравелитов проработка верхней части уступа улучшается. Для определения влияния расстояния от заряда до пласта твердых включений на результаты действия взрыва и для изучения действия взрыва на твердое включение в массиве в виде пласта, залегающего в верхней части уступа, было проведено моделирование «хрупких» и «вязких» пропластков твердых включений за счет использования плит из органического стекла и мрамора.

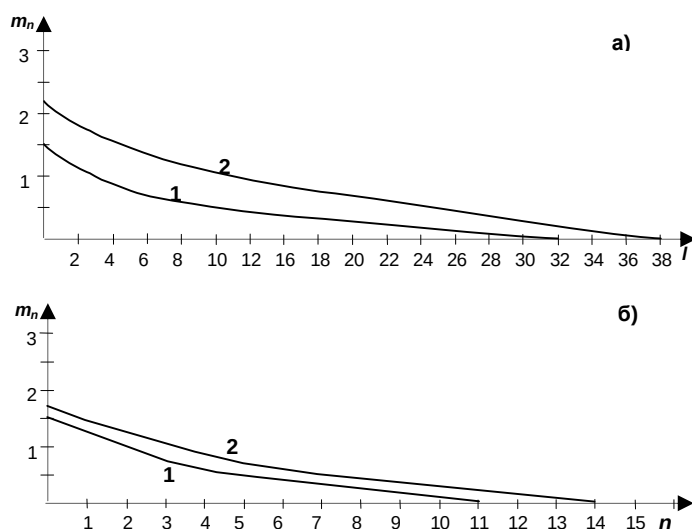


Рис. 2. Зависимость диаметра трещинообразования (а) и полости интенсивного дробления в твердом включении (б) от расстояния между зарядом и твердым включением: 1 - для органического стекла (для «хрупких» пропластков твердых включений); 2 - для мраморной плиты (для «вязких» пропластков твердых включений); m_n - расстояние от заряда до пласта твердых включений в величине мощности пласта; l - диаметр действия взрыва на твердое включение; n - количество трещин образовавшиеся после взрыва

В листе органического стекла проделывались отверстия диаметром 8 мм. Стекло накладывалось на ящик с глиной, смесь леса с сероземом, и по отверстиям в стекле просверливались отверстия в глине на глубину 30 см. В полученные «скважины» засыпалась смесь пороха «Сунар» и дымного пороха. Для инициирования заряда в порох вставлялся капсуль-детонатор.

В первой «скважине» имелась кумулятивная выемка в нижней части скважинного заряда ВВ. Она изготавливалась из пенопласта с таким расчетом, чтобы заряд находился под стеклом. В модели капсуль-детонатор находился на расстоянии 10 см под стеклом, а порох на 1 мм заходил в стекло. Остальное пространство стекла заполняли раствором алебаstra. Во второй «скважине» заряд располагался на глубине 0,7 толщины стекла. Воздушный промежуток под ним был соответственно уменьшен.

В третьей «скважине» заряд установили на расстоянии равном 1,5 толщине стекла без кумулятивной выемки.

В четвертой «скважине» заряд установили на расстоянии в 2,5 толщины стекла, практически без воздушного промежутка в нижней части.

Эксперимент был повторен с мрамором в качестве твердого включения.

После взрыва заряда ВВ в первой «скважине» в органическом стекле образовалась зона интенсивного дробления радиусом около 5,5 см и глубиной 2,7 см. Диаметр «скважины» после взрыва увеличился до 3 см, на расстояние 12-18 см прошли радиальные трещины. Во второй «скважине» зона интенсивного дробления была около 2 см и глубиной 0,5 см, зона радиальных трещин 3,5 см, причем трещины не вышли на поверхность. В третьей «скважине» зона интенсивного дробления выражена «отпечатанным» кругом диаметром 1,5 см на глубину 0,1 см, зоны радиальных трещин нет. В четвертой «скважине» образовалось пятно диаметром 1 см, другого воздействия взрыва нет.

После проведения опытных взрывов с применением мрамора в первой «скважине» образовалась зона интенсивного дробления диаметром 13,6-14,7 см, с выходом на поверхность, где образовалось отверстие диаметром 6-5,5 см, радиальных трещины в среднем достигли в длину 14-18 см вокруг скважины, все они достигли края пластины, но в отличие от стекла образовалось несколько трещин, пересекающих радиально. Во второй «скважине» зона интенсивного дробления была незначительной, около 3,0 см и глубиной 0,7 см, радиальных трещин, образовалось только четыре, они достигли края пластины и вышли на поверхность. В третьей «скважине» зоны интенсивного дробления не было, зона радиальных трещин - 3-4 см, некоторые достигли поверхности. На рис. 2 приведены результаты экспериментов, из которых видно, что с уменьшением расстояния от заряда до твердого включения интенсивность воздействия взрыва резко возрастает.

На основании проведенного моделирования можно сделать вывод, что в первом и во втором случаях на твердое включение оказывает действие непосредственно взрыв. Во втором и в третьем случаях основным разрушающим воздействием является вспучивание нижележащей породы.

Из анализа рис. 2 видно, что проработка массива, достаточная для ведения горных работ, будет при расстоянии от твердого включения до заряда около 0,6 мощности пласта твердого включения при «вязких» породах и 1,1 мощности пласта твердого включения для твердого включения из «хрупких» пород. А при глубине расположения заряда, равной более 1,8-2,2, взрыв практически переходит в прострел по скважине без воздействия на твердый пласт. Пласт в этом случае, за счет вспучивания глин, разрушается по естественным микро- и макротрещинам. Внутри массива, при расположении заряда непосредственно под твердым включением, после взрыва образование камуфлетной полости отсутствует (рис. 3, 4). От действия взрыва образовалась зона активного дробления, эта зона не ярко выражена и представляет собой разбитый большим количеством трещин участок массива вокруг «скважины». Наличие воздушного промежутка с кумулятивной выемкой в нижней части скважины позволяет проработать нижнюю часть уступа. При этом на расстоянии двух диаметров скважины образовался разбитый трещинами «перешейка», величиной около четырех-пяти диаметров скважины. Пошло три трещины сверху вниз и одна снизу вверх.

Во втором эксперименте с твердым включением из мрамора картина была практически идентична первой, только в нижней части в районе «перешеек» образовалось две трещины снизу вверх и две сверху вниз. На пересечении двух сред в обоих случаях образовалась «ступень», в первом случае она имеет округлые формы, во втором - более острые.

В первом эксперименте зона активного дробления на 20% меньше, чем во втором.

В эксперименте с органическим стеклом после взрыва в массиве происходило образование не ярко выраженной камуфлетной полости, равной приблизительно двум диаметрам скважины. Воздушный промежуток был уменьшен за счет забойки и «перешеек» был менее выражен. В нижней части область активного дробления пересекла на несколько миллиметров плоскость нижнего уступа и имеет более расплывчатую форму, «перешеек» слабо выражен. Появились трещины, идущие сверху вниз от поверхности. Твердое включение слабо проработано (рис. 5).

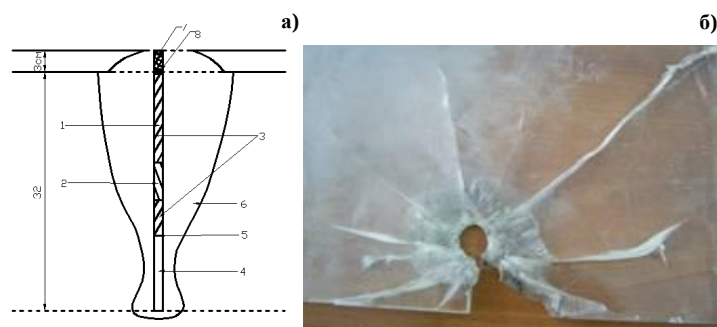


Рис. 3. Влияние взрыва на массив и твердое включение в верхней части уступа при расположении заряда ВВ под органическим стеклом

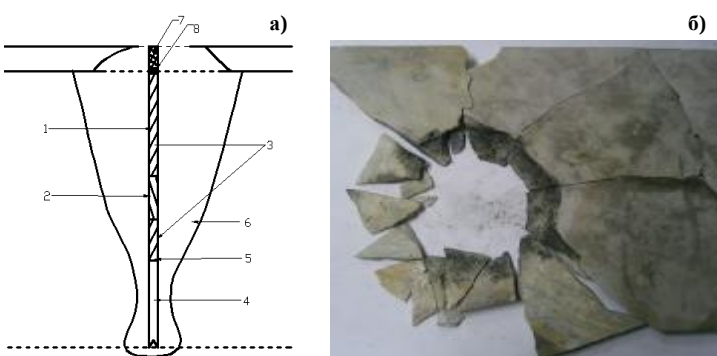


Рис. 4. Влияние взрыва на массив и твердое включение в верхней части уступа при расположении заряда ВВ под мраморной плитой

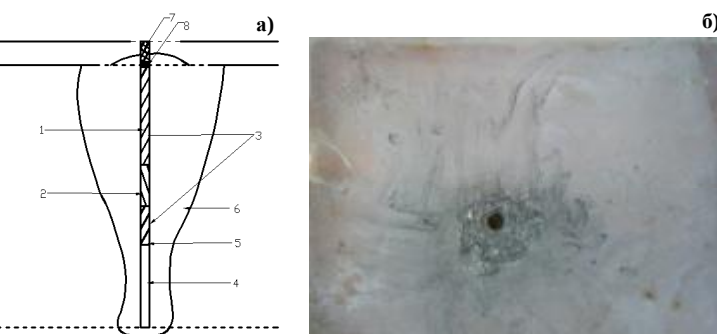


Рис. 5. Влияние взрыва на массив и органическое стекло в верхней части уступа при расположении заряда ВВ на расстоянии 0,7 мощности органического стекла

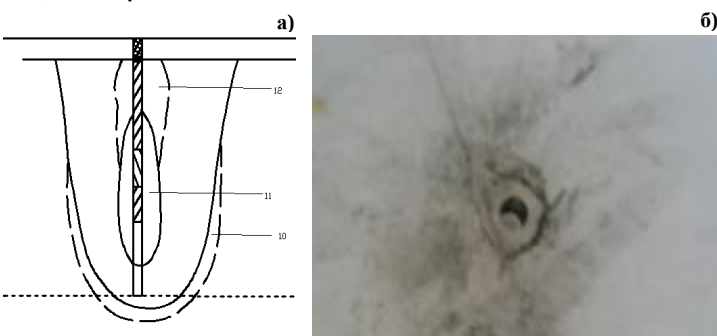


Рис. 6. Влияние взрыва на массив и органическое стекло в верхней части уступа при расположении заряда ВВ на расстоянии 1,5 мощности органического стекла

В первом эксперименте с органическим стеклом конфигурация зоны активного дробления вытянута в

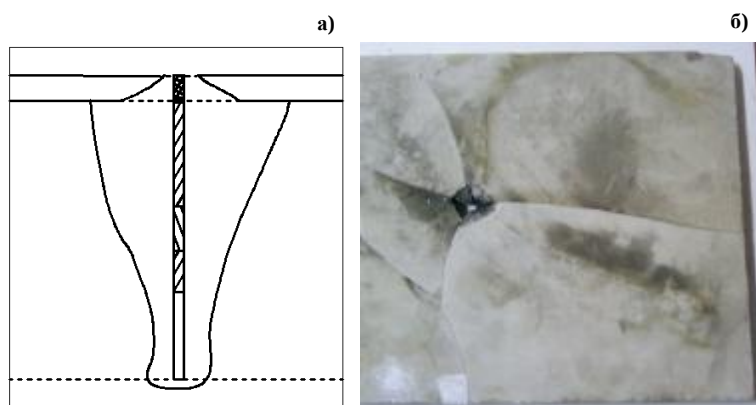


Рис. 7. Влияние взрыва на массив и твердое включение в верхней части уступа при расположении заряда ВВ на расстоянии 1,5 мощности мраморной плиты

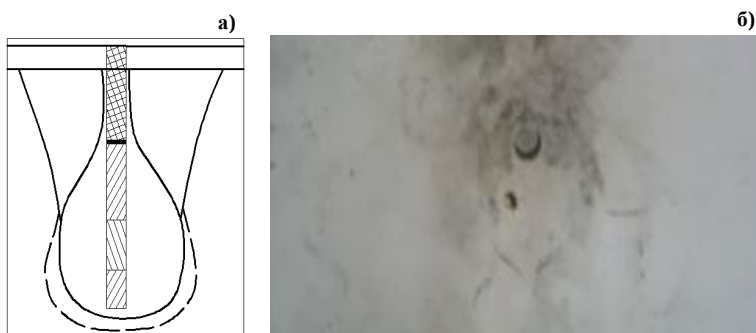


Рис. 8. Влияние взрыва на массив и органическое стекло в верхней части уступа при расположении заряда ВВ на расстоянии 2,5 мощности органического стекла

сторону поверхности (рис. 6). А во втором эксперименте мрамор просто поднялся от вспучивания глины и треснул, очевидно, по имеющейся ранее трещине, в верхней части зона активного дробления приобрела вид, приближенный к конусу.

В третьем эксперименте на поверхности органического стекла вокруг скважины обнаружено четко выраженное кольцо радиусом 1,5 диаметра скважины.

Стенки вокруг зоны активного дробления уплотнены, образовалась камуфлетная полость диаметром около трех диаметров скважины. Полость на 1/3 засыпана мелочью и пылью. В твердом включении трещин нет.

Это связано с тем, что мрамор имел несколько трещин, выходящих на поверхность, и газы могли по ним прорваться на поверхность. Зона камуфлетной выемки не обнаружена (рис. 7). В четвертом случае заряд ВВ располагался на глубине 2,5 мощности органического стекла. Воздушного промежутка нет. В массиве образовалась большая камуфлетная полость в виде эллипса, вытянутого в сторону поверхности. Зоны интенсивного дробления на органическом стекле нет. Стенки камуфлетной полости уплотнены.

В органическом стекле едва заметная вмятина вокруг скважины (рис. 8). Вспучивание пород приподняло пластину.

Для рис. 3-8: а) в глине под твердым включением; б) в твердом включении. 1 – скважина; 2 – капсул-детонатор; 3 – порох; 4 – пенопласт (воздушный промежуток); 5 – направление трещин; 6 – зона активного дробления (зона, где массив сильно разбит трещинами, не ярко выражена на рисунке, приведена усредненная линия); 7 – забойка, алебастр; 8 – прокладка; 9 – камуфлетная полость; 10 – зона уплотнения глины определена условно по изменению текстуры глины; 11 – заполнение камуфлетной полости мелочью; 12 – зона действия ударной волны при простреле скважины в твердом включении.

Вследствие проведенных исследований установлено, что с увеличением глубины заложения заряда ВВ ухудшается проработка верхнего твердого включения. Наиболее рациональным является расположение заряда ВВ на глубину от твердого включения до 0,5 его мощности, при мощности пласта до 1,5 m на 1/3 его мощности при мощности пласта менее 1/4 уступа; непосредственно под пластом или частично в пласте при мощности пласта более 1/4 высоты уступа. Наличие воздушного промежутка в нижней части скважины позволяет достаточно хорошо проработать нижнюю часть уступа.

Создание камуфлетной выемки в нижней части скважинного заряда возможно за счет полиэтиленовых скважинных затворов (ПЭСов) конструкции ИГД им. А.А. Скочинского, представляющих собой эластичные конусы, к основанию которых крепятся опоры с подпятниками. Установка ПЭСов в скважинах на заданной глубине производится посредством жесткой и прочной опоры, в качестве которой используются деревянные стержни или промышленные трубы из поливинилхлорида (ПВХ) внешним диаметром 25 мм. Длина опоры равна длине воздушного промежутка. При поступлении первой порции ВВ в скважину эластичный конус раскрывается, образуя камуфлетную выемку и надежно перекрывая сечение скважины.

Таким образом, разработанная конструкция скважинного заряда ВВ с воздушным промежутком и кумулятивной выемкой в нижней части скважинного заряда ВВ позволит обеспечить достаточную проработку твердых пропластков и создать компактный, однородный по фракционному составу развал.

Список литературы:

1. Мосинцев В.Н., Рубцов С.К., Валаханович Е.М. Новая технология взрывного разрушения разнопрочных горных пород: Тез. докл. на Всесоюзной научной конференции вузов с участием НИИ // Физика горных пород и процессов. М.: МГИ, 1974. С.217.
2. Климов Ю.В. Буровзрывная подготовка разнопрочных осадочных пород для выемки роторным комплексом. – Производственно-технический сборник, М., 1987. № 4.

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ УПРАВЛЕНИЯ МЕХАНИЗМОМ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПО КОНТУРУ

Махмудов А.М., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

В работе рассматриваются вопросы технологии контурной отбойки блоков камня на месторождениях мрамора и гранита при помощи ударного способа приложения разрушающей нагрузки. Как правило, применение одного из существующих способов производства добычных работ, а также присущие им средства механизации процессов добычи и основные технологические параметры разработки зависят от категории крепости разрабатываемых пород и трещиноватости массива [1].

При крепости пород $\sigma_{ск} \geq 40$ МПа и удельной трещиноватости массива $U_{тр} \geq 3 \div 4$ м/м² наиболее эффективными являются способы разработки, основанные на методе отбойки горных пород по контуру [2].

Добыча блоков с помощью машин ударного действия основана на создании растягивающих напряжений в плоскости отбойки и путём разрушения между шпуровых целиков развитием магистральных трещин, а также сдвижения отколотого объёма горной массы на некоторое расстояние под воздействием ударных усилий рабочих органов машины (рис. 1).

Особенностью ударного способа отбойки блоков является использование естественной трещиноватости массива в виде плоскостей ослабления. При этом ориентировка плоскости предполагаемого отрыва устанавливается перпендикулярно относительно двух систем трещин. Основные параметры разработки зависят как от частоты распределения и пространственной ориентации трещин, так и от технических возможностей применяемого оборудования и устройств, создающих разрушающее напряжение.

Рассматриваем случай отрыва блоков с помощью клиновидного механизма с использованием клиньев, вставленных в шпур, обуренных в ряд. Ударная энергия передается на массив через клинья мгновенным ударом бойки, которая создается с помощью падающего груза или механизма принудительной подачи. Эта энергия полностью затрачивается на преодоление силы сопротивления разрушению межшпуровых целиков и силы сопротивления сдвигу боковых и торцевых плоскостей. Инициирование трещин обеспечивается наконечником, который способствует ориентировке направления

развития трещин и концентрации напряжений в области внедрения инденторов клина (рис. 2).

Контурные способы отбойки основаны на явлении разрушения (откола) под воздействием растягивающих напряжений. Методу контурной отбойки характерно создание напряженного состояния и разрыв межмолекулярных связей в плоскости предполагаемого откола. При этом направление растягивающих напряжений перпендикулярно плоскости отбойки, а разрушение породы происходит строго по намеченному контуру на всю высоту уступа. По теории упругости предполагается, что в случае хрупкого и квазихрупкого разрушения в теле развивается лишь одна наибольшая трещина. При оценке сущности механизма разрушения материалов существует ряд концепций, основанных на знании физических и механических свойств тел. Молекулярные теории прочности, кинетическая концепция и в квантовой механике рассматривают процесс разрушения твёрдых тел, как разрыв атомных или молекулярных сил сцепления вдоль какой-либо поверхности. Этот разрыв начинается в местах локализации микротрещин и других дефектов кристаллической структуры [3].

В указанных концепциях главное внимание уделяется определению основных факторов и критериев движения трещин. Концепция Гриффитса основана на принципиальном утверждении, что существующая трещина будет распространяться, если полная потенциальная энергия системы при этом уменьшается.

Анализ результатов работ Гриффитса А.А., Оро-

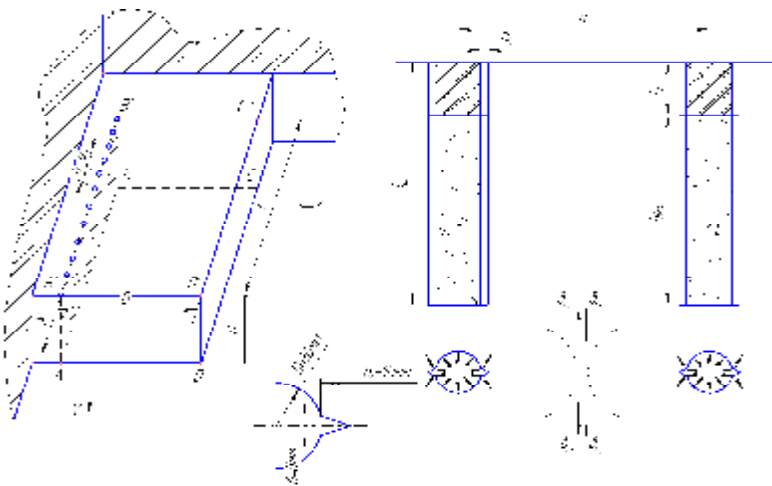


Рис. 1. Механизм разрушения горных пород по контуру

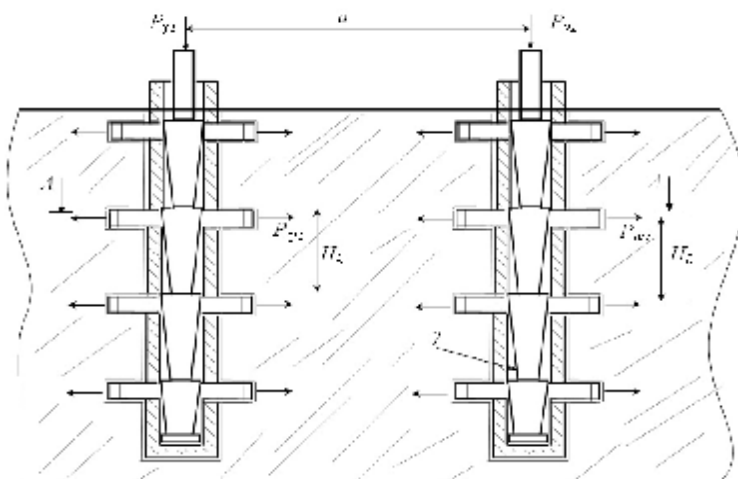


Рис. 2. Действующие силы и напряжения при ударной контурной отбойке блоков камня

вана Е. и Ирвина Г.Р. показывает, что при разрушении тела упругая энергия расходуется на образование новой поверхности и пластической деформации в непосредственной близости от поверхности слоя трещин. Трещина получает возможность распространения в том случае, если интенсивность освобождающейся энергии достигает критической величины.

Все выше приведенные концепции описывают только развитие трещины, без учёта масштабного фактора, характера и места приложения нагрузки. При ударном и взрывном разрушении приходится рассматривать системы хрупких трещин длиной $2l$. Исследованиям этих вопросов посвящены работы Н.Ф. Мата, А. Уэлса, Д. Песта, Д. Роберта, В.М. Кузнецова, А.П. Колмогорова, Н.К. Разумовского, Б.Н. Кутузова, М.Ф. Друкованного и ряда других авторов.

Механизм разрушения горных пород и их энергоёмкость зависят от способа приложения нагрузки, конструкции рабочего органа и принципа его действия. Исследованию этого вопроса посвящены работы ряда авторов: Л.А. Шрейнера, Р.М. Эйгелеса, Н.Н. Павловой, А.И. Спивака, А.Н. Попова, Л.И. Барона, Б.А. Жлобинского и других. Они, рассматривая вопросы напряжения деформированного состояния пород при вдавливании образца штампами с цилиндрическим, плоским основанием сферы и наконечника, определили степень воздействия нагрузок и характер распределения напряжений под штампами, а также зоны разрушения горных пород при статическом, динамическом и импульсном способах приложения нагрузки аналогичны и различаются только энергоёмкостью и параметрами разрушения.

Определено, что хрупкое и квазихрупкое разрушение присуще и контурным способам отбойки. Однако аналитическое их описание не поддается единому математическому обоснованию. При уве-

личении нагрузки процесс разрушения происходит скачкообразно и энергоёмкость разрушения от скачка к скачку уменьшается, а объём разрушенной части породы увеличивается.

Основная роль в изучении характера разрушения горных пород отводится экспериментальным исследованиям.

Из вышесказанного можно заключить, что процесс разрушения горных пород при контурных методах отбойки зависит от способа приложения нагрузки, параметров рабочих органов и прочностных свойств пород, слагающих массивы пород месторождений полезных ископаемых.

Необходимым условием в направлении снижения энергоёмкости массива является выбор направления фронта работ, устанавливаемый в зависимости от направления основных систем трещин, анизотропности и спайности пород.

Развитие трещин в плоскости отбойки зависит от напряженно-деформированного состояния моноблоков, создаваемого рабочим органом. Рабочий орган должен способствовать созданию растягивающих нормальных напряжений в плоскости отбойки и на всю высоту моноблока (уступа).

Перспективным является направление в создании машин и механизмов, принцип действия которых основывается на статико-динамических методах приложения нагрузок на массивы горных пород. При разрушении горных пород по контуру основным фактором, влияющим на управление процессом разрушения и направление развития трещин, является концентрация напряжений у краев трещины и влияние прилагаемых усилий.

Разрушение горных пород приложением статика - динамических усилий ударно - пульсирующим инструментом направленного действия. Опытно-промышленные эксперименты проводились на Газганском мраморном карьере при разделке и пассивировке некондиционных блоков с целью определения и уточнения теоретических значений параметров разрушения. При этом варьировались такие параметры, как расстояние между шпурами и глубина внедрения клина при угле заострения $\alpha = 15 - 20^\circ$. Удар по всем клиньям осуществлялся одновременно падающим грузом весом 150 kg. Расстояние между скважинами изменялось от 22 до 34 см, глубина внедрения составляла 1,8-3,0 см. Опыты показали качественную проработку межшпуровых полосей. Откольное явление разрушения не наблюдалось.

Возможность изменения конструкции рабочего органа способствует управлению зоной и временем действия разрушающих усилий, изменению основных технологических параметров отбойки в зависимости от условий каждого участка уступа, фронта

отбойки и от ориентации направления систем трещин.

При этом появляется возможность создания машин, предназначенных для совмещения операций

бурения и отбойки, от производительности и технических параметров которых зависит выбор оборудования для процессов погрузки блоков и уборки отходов.

Список литературы:

1. А.А. Барский «Декоративно облицовочные камни Каракалпаки и Узбекистана», «Каракалпакстан 1991» с.-392.
2. Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка «Природный камень. Добыча блочного и стенового камня», Санкт-Петербург 1997 год. с.-428.
3. Б.Р. Ракишев «Энергоемкость механического разрушения горных пород». Изд. МПКП «Баспагер» Алматы 1998 г. с.-210.

УДК 622.235

© Заиров Ш.Ш. 2010 г.

РАЗРАБОТКА НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИХ ОСНОВ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Заиров Ш.Ш., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

Одним из наиболее энергоемких процессов добычи полезных ископаемых является взрывоподготовка горной массы, которая во многом определяет эффективность и себестоимость добычи. От качества взрывной подготовки зависят результаты работы всего технологического комплекса.

Разнопрочные литологические разности взрываемых горных пород сложноструктурных месторождений, характеризующихся неоднородностью физико-механических свойств, наличием интенсивной трещиноватости, блочности, наличием крепких пропластков, существенно отличаются друг от друга по своим физико-механическим свойствам. Массивы разнопрочных пород отличаются друг от друга по прочности и акустической жесткости, в связи с чем при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) основная часть энергии взрыва затрачивается на уплотнение мягких пород, и лишь незначительная часть энергии расходуется непосредственно на рыхление крепких пропластков.

Следует отметить, что существующее промышленное ведение взрывных работ в разнопрочных горных породах характеризуется образованием после взрыва участков вспучивания с трещинами и заколами, а последующая отработка данных блоков показывает низкое качество рыхления с проявлением образовавшихся пустых полостей в виде котлов. При реализации известных разработанных способов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород не обеспечивается равномерное дробление крепких пропластков, что ведет к ухудшению качества подготовки горной массы и повышенным затратам на экскавацию. При изучении процессов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород сложноструктурных месторождений с применением скважинных зарядов ВВ необходимо

особое внимание уделять выявлению физических особенностей их разрушения в зависимости от конкретных структурных и прочностных особенностей взрываемого массива горных пород.

На основании изложенного сформулирована научная проблема разработки научно-технических основ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород и на их основе способов равномерного дробления за счет эффективного использования энергии взрыва по крепкому пропластку.

При взрывном разрушении массива разнопрочных горных пород основная часть энергии взрыва затрачивается на уплотнение мягких пород с образованием газовой полости и лишь незначительная часть энергии расходуется непосредственно на рыхление крепких пропластков.

В результате исследования распространения взрывных волн в разнопрочных горных породах разработана математическая модель действия цилиндрического и сферического зарядов ВВ в массивах, состоящих из грунтов и крепких пропластков, позволяющая установить зону уплотнения грунта, находящегося между крепкими пропластками.

Закономерность изменения напряжения и деформации от расстояния в разнопрочном массиве определяется по формулам:

$$s_r = K_s \left(\frac{x}{r_0} \right)^{-m_s}, \quad (1)$$

$$e = k_e \left(\frac{x}{r_0} \right)^{-m_e}, \quad (2)$$

где x – расстояние от центра симметрии заряда до заданной точки; K_s – коэффициент закономерности изменения напряжений на фронте волны с расстоя-

нием, P_a ; μ_c – показатель степени в закономерности затухания деформаций в волне с расстоянием от взрыва; r_0 – радиус цилиндрического заряда; k_e – коэффициент в закономерности изменения деформаций с расстоянием; μ_e – показатель степени в закономерности затухания деформаций в волне с расстоянием от взрыва.

С учетом линейной плотности цилиндрического заряда:

$$\Delta_{\text{л}} = pr_0^2 r_{\text{вв}} = pr_{\text{вв}} h_{\text{упл}}^2 \left(\frac{e_k}{k_e} \right)^{2/m_e}, \quad (3)$$

где $\rho_{\text{вв}}$ – плотность ВВ, kg/m^3 ; ϵ_k – деформация, до которой уплотняется грунт; $h_{\text{упл}}$ – глубина уплотнения грунта, м.

Разработана формула, в которую входят основные параметры, определяющие физико-механические свойства грунтов и коэффициенты, определяющие затухание взрывной волны в грунтовом массиве.

Установлено, что при взрыве цилиндрического заряда ВВ в разнопрочных горных породах в грунтах создаются жесткие стенки, глубина уплотнения которых определяется по формуле

$$h_{\text{упл}} = r_0 \left[\frac{r \cdot k_e}{r - g_{\text{ск}} \cdot (1 + 0,01 \cdot W_g)} \right]^{\frac{1}{m_e}}, \quad (4)$$

где ρ – плотность грунта, kg/m^3 ; $\gamma_{\text{ск}}$ – плотность скелета грунта, kg/m^3 ; W_g – влажность грунта, д.е.

С увеличением радиуса цилиндрического заряда ВВ и массовой влажности глубина зоны уплотнения грунта возрастает, а с увеличением плотности грунта зона уплотнения уменьшается. Изменение глубины зоны уплотнения различных грунтов при взрыве скважинных зарядов ВВ в зависимости от радиуса цилиндрического заряда, массовой влажности и плотности грунта приведено на рис. 1.

На основе разработанных алгоритма и программного обеспечения выполнены расчеты уплотнения грунта наклонными скважинными зарядами ВВ и определены параметры буровзрывных работ при дроблении крепких включений в разнопрочных горных породах. Для расчета глубины уплотнения грунта, находящегося между крепкими включениями, взрывами цилиндрического заряда предложена формула, в которую входят основные параметры, определяющие физико-механические свойства грунтов и коэффициенты, определяющие затухание взрывной волны в грунтовом массиве.

Установлено, что при взрыве сосредоточенного заряда ВВ, находящегося в неограниченной твердой среде, продукты взрыва отражаются от прилегающей к заряду среды, которая, обладая значительной инерцией, приходит в движение лишь через некоторый промежуток времени. В течение этого времени продукты взрыва получают неоднократное отражение, вследствие чего давление их на твердую среду выравнивается во всех направлениях от центра заряда,

и поэтому такой заряд можно считать сферическим.

Величина зоны разрушения массива R в разнопрочных горных породах изменяется прямо пропорционально радиусу заряда R_0 , энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц породы $v_{\text{кр}}$:

$$R = \frac{R_0 \sqrt{\frac{g_{\text{ВВ}} Q}{\Delta}}}{0,625 \sqrt{v_{\text{кр}}}}, \quad (5)$$

где $\gamma_{\text{ВВ}}$ – объемный вес ВВ, kg/m^3 ; Q – энергия единицы веса ВВ, kgm/kg ; Δ – объемный вес породы в естественном состоянии, kg/m^3 .

Изменение радиуса дробления крепких пропластков взрывом сферического заряда в линейной зависимости от радиуса заряда, объемного веса ВВ, а также параболической зависимости от объемного веса породы в естественном состоянии и энергии единицы веса ВВ приведено на рис. 2.

Для совершенствования способа ведения взрывных работ в разнопрочных горных породах изучены механические закономерности процессов, происходящих при взрыве групповым взрыванием скважинных зарядов ВВ. При рассмотрении взаимодействия волн напряжений при взрыве двух скважинных зарядов ВВ установлено, что при обратном инициировании наилучшее дробление пород достигается при времени задержки между зарядами более 40 мс, а при встречном инициировании – одновременном взрывании группы зарядов.

Определено эффективное расстояние между промежуточными детонаторами при встречном инициировании скважинных зарядов ВВ, зависящее от скоростей детонации промышленного ВВ v_2 и детонатора v_1 , а также расстояния от нижнего детонатора до заданной глубины встречи детонационных волн l :

$$a = \frac{2l}{1 - \frac{v_2}{v_1}}, \text{ м} \quad (6)$$

Для расчета поля напряжений в крепком пропластке разнопрочных горных пород в фиксированной точке в заданный момент времени, позволяющий определить эффективный радиус действия взрыва при встречном инициировании скважинного заряда ВВ, разработан математический метод.

Экспериментальные исследования действия взрыва скважинных зарядов ВВ в разнопрочных горных породах методом физического моделирования проводились в два этапа. На первом этапе исследовались параметры волн напряжений при различных способах инициирования скважинных зарядов ВВ в разнопрочных горных породах, а на втором этапе исследовалась равномерность их дробления.

По первому этапу для эксперимента были выбраны участки разнопрочных горных пород на карьере

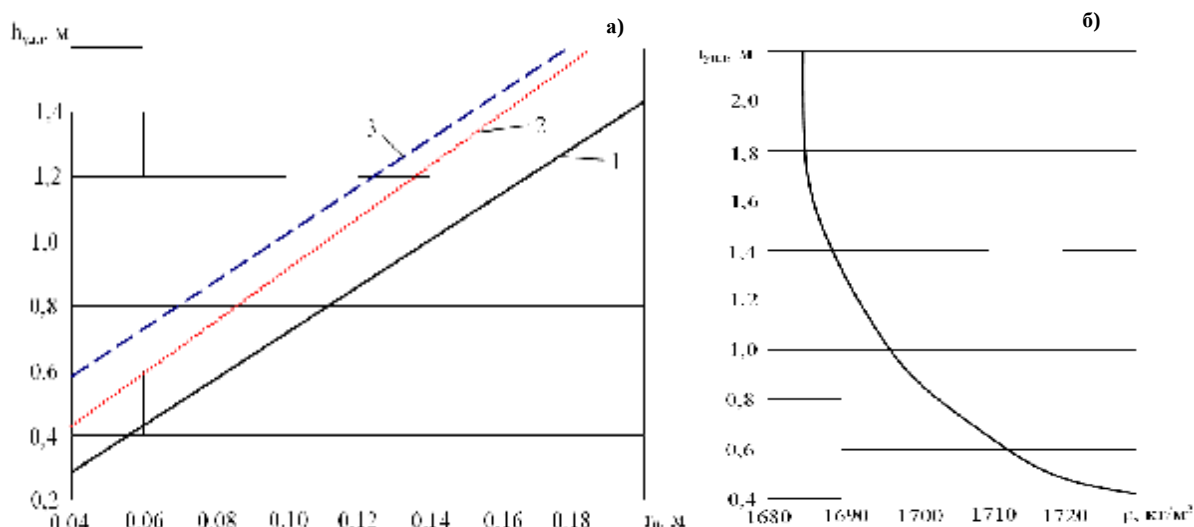


Рис. 1. Изменение глубины зоны уплотнения грунтового массива при взрыве скважинных зарядов ВВ в зависимости от радиуса цилиндрического заряда r_0 (а) и плотности грунта ρ (б): 1 – суглинок, 2 – супесь, 3 – песок

Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов, на которых можно было выдержать параметры буровзрывных работ, для определения величины импульса напряжений, передаваемого в массив, и визуального установления качества взрыва.

Экспериментальные исследования проводились следующим образом.

Масштаб моделирования был принят 1:7. Бурение шпуров диаметром 36 мм производилось перфоратором марки ПР-19, зарядание – Нобелитом-216Z с удельным расходом 0,5-0,6 kg/m^3 . Забойка шпуровых зарядов производилась грунтом, взрывание шпуровых зарядов осуществлялось с применением электродетонаторов мгновенного действия ЭД-8Ж с использованием взрывной машинки КПМ-1А.

Работы проводились по двум схемам взрывания. По первой схеме шпуры были пробурены в крепком пропластке (слое гравелита) длиной 1 м с перебором в слой грунта 0,3 м. Конструкция заряда была

принята сплошной колонковой с обратным инициированием одним электродетонатором. По второй схеме шпуры были пробурены в сплошном крепком пропластке – гравелите с недобуром 0,15 м. Конструкция заряда была принята сплошной колонковой со встречным (верхним и нижним) инициированием двумя электродетонаторами.

Для измерения взрывного импульса ударной волны от каждого взрывающегося экспериментального блока на расстояниях $50 \div 100 r_{\text{зар}}$ (где $r_{\text{зар}}$ – радиус шпурового заряда ВВ), т.е. 1, 2 и 3 м были пробурены по три скважины диаметром 250 мм и глубиной 0,5 м для установления датчиков регистрации импульсного сигнала. В качестве регистратора использованы датчики СВ-10Ц.

Регистрируя импульсы напряжений по выбранному направлению от места взрыва и измеряя их параметры, получена информация об эффективности произведенного взрыва.

Сравнение амплитуд импульсов показывает, что

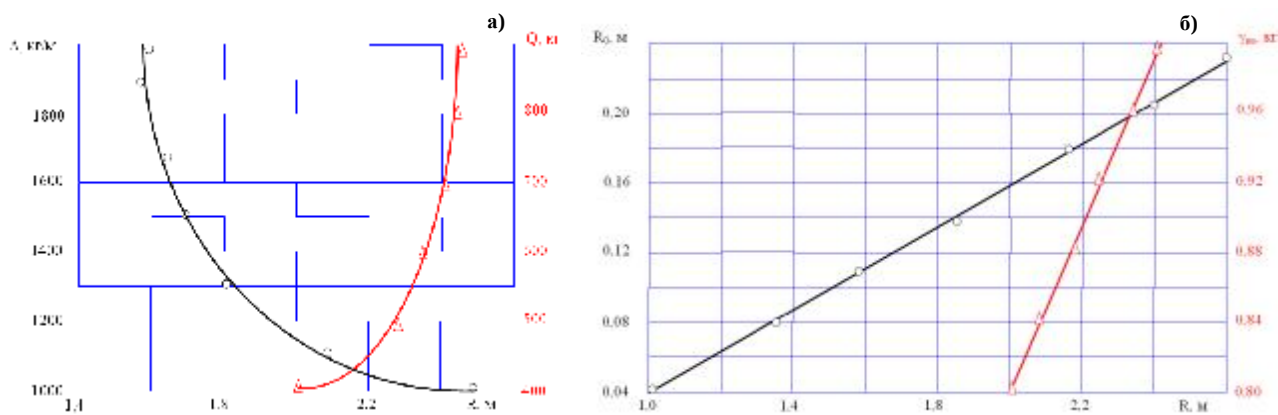


Рис. 2. Изменение радиуса дробления крепких пропластков R взрывами сферического заряда ВВ в зависимости от радиуса заряда R_0 и объемного веса ВВ $\gamma_{\text{вв}}$ (а), а также от объемного веса породы в естественном состоянии Δ и энергии единицы веса ВВ Q (б)

они различаются примерно в два раза. Различие импульсов как по длительности, так и по амплитуде показывает, что они сильно отличаются по площади под кривыми импульсов, которые реально отражают экспериментально наблюдаемые волны напряжений в горном массиве. Исследования показали возможность идентификации взрывов, производимых по различным технологиям с помощью регистрации и последующей цифровой обработки импульса волны напряжений, возникающей при взрыве.

На втором этапе для производства эксперимента в разнопрочных горных породах была принята следующая модель исследований. Направление инициирования принято прямое, обратное и встречное. Для каждого способа инициирования бурились по два шпура диаметром 36 мм. В качестве ВВ принят патронированный Нобелит-216Z, при этом задавались различные направления инициирования.

После взрыва массив заливали жидкой эпоксидной смолой с добавкой специального растворителя, не позволяющего смоле схватываться. За этот период смола успевала заполнять все трещины, образованные в результате взрыва. Замерив длину трещин курвиметром и определив плотность трещинообразования (отношение длины всех трещин к площади массива), получили количественный анализ результата разрушения реальной горной среды в зависимости от

направления инициирования. По полученным данным построены графики, выражающие зависимость плотности трещинообразования в характерных сечениях моделей от направления инициирования (рис. 3).

Полученные значения плотности трещинообразования на различных расстояниях от свободной поверхности позволяют судить о степени дробления отдельных участков разрушаемого массива и о равномерности дробления среды при различных направлениях инициирования. По оси ординат на графиках отложены значения плотности трещинообразования δ , а на оси абсцисс – расстояние от исследуемого сечения до свободной поверхности, выраженное в относительных единицах отношением L/d , где L – расстояние от сечения до свободной поверхности; d – диаметр заряда.

Анализ полученных зависимостей показывает, что для разнопрочных горных пород при глубине скважин до 30 диаметров наиболее рационально применять встречное инициирование, затем – прямое. Худшие показатели дробления при применении скважин такой глубины дает обратное инициирование. При глубине скважин более 30 диаметров следует применять обратное инициирование, затем встречное и нерационально использовать прямое инициирование. При обратном инициировании с увеличением глубины скважин увеличивается степень дробления среды, а при прямом и встречном инициировании уменьшается.

Таким образом, установлено, что в разнопрочных горных породах для обеспечения равномерного дробления рационально применять встречное инициирование зарядов ВВ. При этом высокая дробимость достигается при глубине скважин, равных 30 диаметрам.

В результате проведенных комплексных исследований закономерностей действия взрыва в разнопрочном горном массиве разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, включающий бурение скважин, определение в процессе бурения количества и мощности крепких пропластков, размещение в скважине заряда ВВ, забойки и взрывание.

Заряд в скважине концентрируют в крепком пропластке с оставлением недобура и взрывают встречным инициированием с применением промежуточных детонаторов, установленных на верхней и нижней границах каждого пропластка. Иллюстрация разработанного способа представлена на рис. 4.

По паспорту буровзрывных работ для данного карьера бурят вертикальные скважины и одновременно определяют количество и мощности крепких пропластков. Для обеспечения качественного дробления разнопрочных горных пород взрывчатое вещество располагают в скважине на неполную мощность пропластка. На верхней и нижней

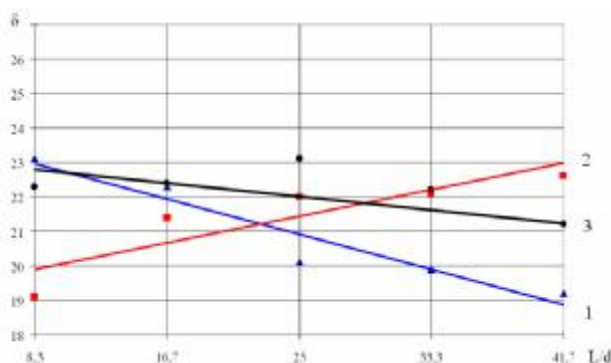


Рис. 3. Зависимость плотности трещинообразования δ от относительного расстояния от свободной поверхности L/d при различных способах инициирования в разнопрочных горных породах: 1 – прямое; 2 – обратное; 3 – встречное

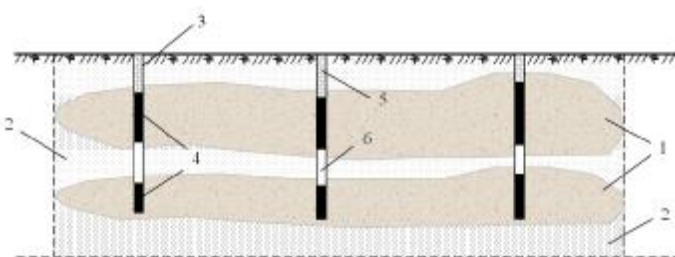


Рис. 4. Способ разрушения крепких включений в массиве горных пород: 1 – крепкое включение, 2 – рыхлая порода, 3 – скважина, 4 – взрывчатое вещество, 5 – забойка, 6 – воздушный (порodный) промежуток

границах пропластка устанавливают промежуточные детонаторы, производят забойку, затем осуществляют одновременное взрывание со встречным инициированием с применением неэлектрической системы инициирования.

Применение разработанного способа с учетом конкретных структурных особенностей разнородного массива позволяет получить заданную степень дробления пропластков и качество подготовки горной массы для различных технологических схем разработки с минимальными материальными и энергетическими затратами.

По разработанному способу взрывного разрушения массива разнородных горных пород получен экономический эффект более 581,7 млн. сумов на 10,5 млн. m^3 отбиваемой горной массы (в ценах 2010 г.).

Разработан способ взрывного разрушения массива разнородных горных пород, суть которого заключается в следующем. Нарезают дополнительные щели над крепкими пропластками между основными скважинными зарядами ВВ, располагают в них кумулятивные заряды ВВ и одновременно с основными скважинными зарядами взрывают, что обеспечивает качественное дробление разнородных горных пород, представленных крепкими включениями, и находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

В разработанном способе его реализация достигается тем, что мощность крепких включений определяют в процессе бурения скважин. Между скважинами проходят щели глубиной, равной глу-

бине заложения крепких включений, и шириной 0,8 м. На дне щели устанавливают заряды ВВ, имеющие направленное кумулятивное действие. Щель и скважины заполняют забойкой, основные скважинные и дополнительные щелевые заряды взрывают одновременно.

Такая конструкция щелевых зарядов ВВ позволяет произвести равномерное дробление горных пород за счет направленного использования энергии взрыва по крепким включениям, находящимся в верхней части уступа на пластовых сложноструктурных месторождениях и снижает удельный расход ВВ.

Разработанный способ взрывного разрушения разнородных горных пород с использованием щелевых зарядов при поэтапном проведении взрывов эффективен в сложных гидрогеологических условиях и внедрен в свободной индустриально-экономической зоне «Навоий» с экономическим эффектом более 12 млн. сумов на 17000 m^3 отбиваемой горной массы (в ценах 2010 г.).

Таким образом, выполненные теоретические и экспериментальные исследования по разработке научно-технических основ взрывного разрушения массива разнородных горных пород, практическая реализация их результатов на открытых горных работах Государственного предприятия «Навоийский ГМК» позволили внести существенный вклад в решение актуальной научной проблемы – эффективного использования энергии взрыва по крепким пропласткам при проведении промышленных взрывов.

УДК 622.013.364.2/3:622.692.28

© Убайдуллаев Н.У., Уразов Ж.Д. 2010 г.

ПРЯМОЙ МЕТОД УЧЁТА ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ КАК РЕШЕНИЕ ВОПРОСОВ РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР

Убайдуллаев Н.У., доцент кафедры «Горное дело» ТГТУ, канд. тех. наук; Уразов Ж.Д., магистрант кафедры «Горное дело» ТГТУ

Потери и разубоживание руды при разработке месторождений оказывают огромное влияние на технико-экономические показатели предприятий, добывающих и перерабатывающих полезные ископаемые.

Потери балансовых запасов руды, кроме прямого ущерба, связанного с безвозвратной утратой

материальных ценностей, приводят к увеличению эксплуатационных затрат и амортизационных отчислений на единицу получаемого конечного продукта.

Разубоживание руды при добыче приводит не только к снижению содержания металла в добытой руде, но нередко и к ухудшению показателей из-

влечения на обогатительных фабриках в связи с неблагоприятными химическими и физическими особенностями примешиваемых пород [1].

Разубоживание и потери руды приводят к снижению производительности предприятий по конечному продукту, что во многих случаях вызывает необходимость строительства новых или расширения действующих мощностей.

С целью снижения потерь и разубоживания огромное значение имеет правильная постановка учета этих показателей на рудниках.

В настоящее время учет потерь и разубоживания на рудниках ведется по инструкции [2], имеющей существенные недостатки в отношении как точности результатов учета, так и принятых показателей для характеристики качества разработки месторождений.

Общий вид расчетной формулы коэффициента потерь по разности погашенных и добытых балансовых запасов [2]:

$$K = \frac{T_{\phi} \cdot (1 \pm s) - T_{II}}{T_{\phi} \cdot (1 \pm s)} = 1 - \frac{T_{II}}{T_{\phi} \cdot (1 \pm s)}, \quad (1)$$

где T_{ϕ} – фактические (истинные) запасы в отработанной части месторождения;

σ – возможная ошибка в подсчете (отклонение балансовых запасов от фактических запасов в долях единицы);

T_{II} – извлеченные запасы по данным учета добычи.

Для повышения точности учета целесообразен переход на прямые методы определения потерь и разубоживания руды.

Следует отметить, что только в очень редких горно-геологических условиях косвенный метод может обеспечить меньшие ошибки учета, чем прямой.

Прямым методом учета потерь и разубоживания называется такой метод, при котором потери и разубоживание определяются на основании результатов непосредственного замера количества теряемой руды, металла, объемов присаженных вмещающих пород и добытой рудной массы [3].

Общий вид расчетной формулы коэффициента потерь руды при прямом методе вычисления следующий [1]:

$$K = \frac{\sum \Pi}{T_{II} + \sum \Pi} = \frac{\Pi_{\phi} \cdot (1 \pm Z)}{T_{II} + \Pi_{\phi} \cdot (1 \pm Z)} \quad (2)$$

где $\sum \Pi$ – суммарные потери руды, установленные прямым методом;

Π_{ϕ} – истинные потери руды;

Z – возможные ошибки в определении величины потерь руды прямым методом.

Для оценки качества отработки запасов месторождений необходима совокупность показателей,

характеризующих потери руды, потери металла, долю вмещающих пород в выданной рудной массе, примешивание вмещающих пород при добыче, снижение содержания металла в добытой руде.

Посмотрим на примере месторождения «Кызылалмасай».

Для простоты, коэффициент потерь при косвенном методе определим на 1000 t балансовых запасов. При этом $\sigma=0,2$, $T_{II}=750$ t.

Возьмем случай, когда запасы балансовой руды по геологическому подсчету не содержат ошибок.

Тогда:

$$K_1 = 1 - \frac{750}{1000 \cdot (1 + 0.2)} = 0.375 \quad (37.5\%),$$

$$K_2 = 1 - \frac{750}{1000 \cdot (1 - 0.2)} = 0.06 \quad (6\%).$$

Значит, потери по расчету возможны в пределах от 6% до 37,5%, в то время как истинные потери:

$$K = 1 - \frac{T_{II}}{T_{\phi}} = 1 - \frac{750}{1000} = 0.25 \quad (25\%).$$

Отклонение от истинной величины потерь в данном случае получилось от -19% до +12,5%, т.е. возможная ошибка в определении потерь лишь немного меньше самой величины потерь.

По иному обстоит дело при прямом методе вычисления. $T_{\phi}=1000$ t, $T_{II}=750$ t, $\Pi_{\phi}=150$ t.

Предположим, что возможная ошибка в определении потерь руды прямым методом равняется σ (ошибка в подсчете запасов) и составляет $Z=\pm 0,2$.

Тогда:

$$K_1 = \frac{250 \cdot (1 + 0.2)}{750 + 250 \cdot (1 + 0.2)} = 0.286 \quad (28.6\%),$$

$$K_2 = \frac{250 \cdot (1 - 0.2)}{750 + 250 \cdot (1 - 0.2)} = 0.21 \quad (21\%).$$

В этом случае отклонение от истинной величины потерь (25%) находится в пределах от -4% до +3,6%. Это в 3,5-4,8 раз меньше, чем при косвенном методе вычисления.

Существенные недостатки, а во многих случаях даже порочность косвенного метода определения потерь и разубоживания заставляют искать новые, простые и более точные методы, полезные для оценки деятельности рудников и борьбы с потерями и разубоживанием.

Предложение по прямому учету разубоживания на жильных месторождениях были разработаны А.Ф. Назарчиком [4].

Совершенно очевидно, что используя косвенный метод при разработке жил, можно только фиксировать (да и то не совсем точно) величину разубоживания, не зная истинных причин и мест его образования и не имея возможности принять меры к его снижению.

Величину коэффициента истинного разубоживания в отбитой руде P можно определить, пользуясь выражением:

$$P = \frac{(m_o - m_{жс}) \cdot g_n + m_{жс} \cdot g_{жс}}{m_{жс} \cdot g_{жс}}, \quad (3)$$

где m_o – ширина очистного пространства, м; $m_{жс}$ – средняя мощность жилы, м; g_n – объемный вес вмещающих пород, т/м³; $g_{жс}$ – объемный вес жильной массы, т/м³.

Прямой метод исключает ошибки определения объемного веса, содержания металла в балансовых запасах, в добытой рудной массе и вмещающих породах, характерные для косвенных методов. В совокупности это значительно снижает суммарную ошибку подсчета коэффициента разубоживания.

В настоящее время для всех горногеологических условий залегания месторождений и систем разработки прямой учет еще не разработан, однако имеется достаточно предприятий, где прямой метод учета потерь и разубоживания может быть успешно применен взамен косвенного. По мере внедрения новых, более совершенных способов определения исходных данных для расчета, область применения прямого метода будет, безусловно, расширяться, и он постепенно вытеснит косвен-

ный метод.

Изложенный анализ методов определения потерь и разубоживания руды позволяет сделать следующие выводы:

1. При косвенном методе определения коэффициентов потерь руды, металла и разубоживания нельзя пользоваться формулами, приведенными в «Единой инструкции» [2], когда содержание металла в теряемой части руды не равно содержанию в балансовых запасах. В этих случаях лучше всего переходить на прямой метод определения этих показателей.

2. Прямой метод позволяет без особого труда вести систематический контроль над содержанием металла в отбитой, выданной и отгружаемой на фабрику руде, устанавливая причины снижения содержания металла в руде и своевременно принимать меры к их устранению.

3. Прямой метод позволяет вести учет по блокам и своевременно выявлять каналы потерь руды для оперативного принятия мер по борьбе с потерями. Косвенный метод, как правило, не дает такой возможности.

В связи с этим целесообразно на горнорудных предприятиях во всех возможных случаях переходить на прямые методы учета количественных показателей отработки запасов месторождений.

Список литературы:

1. Агошков М.И., Симаков В.А. Критерии и прямые методы определения потерь и разубоживания руды при разработке рудных месторождений. М., ВИНТИ, 1961. - 40 с.
2. Единая инструкция по учету потерь и разубоживания твердых полезных ископаемых при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений. М., Металлургияиздат, 1954.
3. Агошков М.И. Конструирование и расчеты систем и технологии разработки рудных месторождений. М., «Наука», 1965. - 220 с.
4. Назарчик А.Ф. Разубоживание руды при разработке жильных месторождений и его влияние на экономику предприятий. – Сб. «Системы разработки жильных месторождений». М., Металлургияиздат, 1957. – с. 45-58.

УДК 622.24+622.243.572

© Насимов Ж.А., Назаров Э.А. 2010 г.

ИНФОРМАЦИОННО – ЛОГИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ И ОПРОБОВАНИЯ СКВАЖИН

Насимов Ж.А., заведующий сектором ТГРП ГП «НИИМР», аспирант; Назаров Э.А., инженер сектора ТГРП ГП «НИИМР»

Буровые пробы в виде керна, кerno-шлама или шлама по своим определенным элементам и свойствам бывают совпадающими, тождественными и отличающимися между собой, так как они формируются при разных сочетаниях элементов геолого-техно-технологических условий информационно-логических систем, каждая из которых состоит из собственных параметров, свойств (возможно-

стей), состояний (требований) и режимов взаимодействия друг с другом.

Композиционная взаимосвязь по конечным результатам систем, участвующих при геологоразведочных работах приведена на рис.

Содержание геологоразведочного объекта характеризуется информационной моделью, выраженной совокупностью состояния строения во

взаимосвязи со степенью изученности и поставленными целями проводимых работ.

Информативность технических средств и способов бурения проявляется через материальные формы результатов их применения и обусловлена ограниченностью их опробовательских (познавательных) возможностей. Например, керновая проба непосредственно дает возможность получить вещественную информацию на уровне химического элемента, минерала и горной породы низшего уровня, а также структурно-текстурную информацию и вещественную информацию высших уровней. Керно-шламовая проба сохраняет вещественную информацию, но частично теряет структурно-текстурную информацию, а шламовая проба полностью теряет структурно-текстурную информацию, сохраняя вещественную информацию. Ствол как форма организации разведочного пересечения и носитель физических полей обеспечивает синтез и координацию единичных проб и наблюдений по разведочному пересечению, дает структурно-текстурную, вещественную и пространственно-координатную информацию более высоких уровней организации (тип геотекстуры, характер рудолокализирующих структур, характер изменений вмещающих пород и руд и т. п.).

Такие многофакторные особенности формирования буровых проб проанализировать и оценить традиционными аналоговыми методами практически невозможно.

Только на уровне информационного анализа на основе информационно-логических моделей объективно уточняются и оцениваются их свойства общности или различия. Информационный анализ как особый метод исследований природных объектов и технических систем позволяет вскрывать закономерности строения и развития, обусловленные их информационными свойствами - способно-

стью к отражению или воспроизведению в своей структуре и содержании результатов внешних воздействий (условий).

Как показывает практика, материальные формы результатов бурения в условиях проходки рудных зон и интервалов скважин сами могут иметь некоторую ущербность, снижающую их информативность, помимо той абсолютной ограниченности, выражением чего является сама материальная форма. Керновая проба может иметь нарушенную линейную непрерывность, невыдержанность по сечению, в результате чего искажается вещественный состав или полнота и равномерность отбора материала геологического пересечения. Керно-шламовая проба к этим ограничениям добавляет ещё ограниченности и по дисперсности, и по гранулометрическому составу шлама, имеющие свои технико-технологические особенности по способам их отбора. Ограниченности шламовой пробы, по сравнению с предыдущими пробами, характеризуются потерей в большей степени структурной и текстурной информативности. При этом и она имеет свои технико-технологические особенности по способу улавливания и месту её отбора.

Технологическое значение признаков ограниченности результатов бурения состоит в том, что они, будучи строго зависящими от применяемых видов технологических операций и технических средств (например, ограниченность размеров керна с типоразмером инструмента и колонкового набора), фиксируют пределы изменения информативности бурения, достигающей путем усовершенствования определенного узла технического средства или отдельной технологической операции.

Характер взаимосвязи элементов технологии и признаков ограниченности результатов бурения может быть выражен системой матриц уровней **«технико-технологическая операция - признак соответствия - значимость информации»**. Основу фиксирования взаимосвязей составляет принцип совпадения элементов, взаимодействующих в данной композиции конкретных блоков, узлов и операций геологической, технической и технологической систем для получения желаемой материальной формы конечных результатов бурения скважины.

Количественный анализ информативности технических средств, а также способов бурения и опробования скважин представляет собой по существу метод оценки их технико-технологических возможностей (способностей) по обеспечению получения качественного результата проходки скважины по конечным целям.

Информативность буровой техники и технологии - способность к снятию неопределенности в строении объекта, которая проявляется через ма-

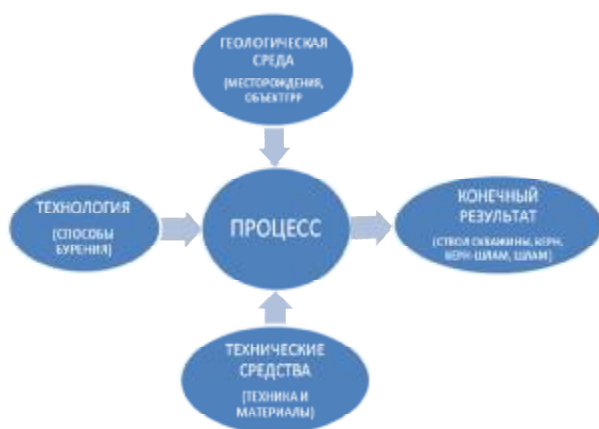


Рис. Укрупненная (композиционная) схема взаимодействия элементов геолого-технико-технологических систем в едином процессе получения конечных результатов бурения

материальные формы результатов их применения и обусловлена их опробовательскими (познавательными) возможностями. Вид материальной формы результата бурения (ствол скважины, керн, кернашлам и шлам) определяется характером естественных связей горных комплексов, разрушаемых в процессе бурения тем или иным способом, и инструментом с использованием того или иного очистного агента.

Материальная форма результата бурения геологоразведочных скважин – буровая проба является мерой определения технико-технологических возможностей способов бурения и опробования скважин, а вид её является выражением несовпадения получаемой материальной формы геологоразведочному объекту вследствие естественной или искусственной утраты в процессе её формирования части естественных свойств.

Ограниченность возможностей материальной формы результата бурения выражается в утрате определенных смысловых видов информации (вещественной, структурной, текстурной, пространственно-координатной) при отборе пробы определенного вида, независимо от её признаков и параметров. При этом в дальнейшем для решения задач существующей системы анализов материальная форма конечных результатов бурения с утратой определенных свойств и вида буровых проб преобразуется в другие материальные формы изучения. Во всей цепочке уровней геологоразведочных работ: целевой объект (месторождение, участок) – сеть разведочных пересечений – скважины (выработки) – геологические пробы – пробы системы анализов наблюдается определенная потеря информации с переходом с высшего уровня на низший уровень по объему и количеству элементов информационно-логических моделей по отношению к предыдущим моделям.

Матричная информационно-логическая модель материальных форм конечных результатов бурения геологоразведочных скважин может быть представлена строкой-матрицей следующего вида:

$$M\Phi_i = [r_i(L_n), r_i(F_s), r_i(R_o), r_i(A_v), r_i(B_{gtu}), r_i(O_{av}), r_i(O_{ur})],$$

где r_i – логическое отношение совпадения (r_o – несовпадение);

r_1 – совпадение с определяемыми условиями;

(L_n) – линейная непрерывность отбираемой буровой пробы;

(F_s) – выдержанность по сечению отбираемой буровой пробы;

(R_o) – равномерность отбора буровой пробы;

(A_v) – аналитические возможности буровой пробы;

(B_{gtu}) – благоприятность геолого-технических

условий для реализации целей;

(O_{av}) – ограниченность аналитических возможностей;

(O_{ur}) – ограниченность условий для реализации целей.

Таким образом строятся информационно-логические модели и других материальных форм конечных результатов бурения, а технологическое содержание всех материальных форм результатов вовлекаемых в анализ на данном уровне организации геологоразведочных работ, будет иметь общую матрицу следующего вида табл. 1.

Матричная модель ствола скважины строится аналогичным методом по комплексам горных пород с учетом наиболее важных их физико-механических свойств по формированию материальных форм конечных результатов геологоразведочного бурения (табл. 2).

Технологические ситуации и явления, встречающиеся при углубке скважин: нормальное протекание процесса, резкое или плавное поглощение (потеря) очистного агента, осыпание или обвалы стенок скважин, выкручивание, выколаживание или сохранение прямолинейности трассы скважины, самозаклинивание керна, его избирательное истирание в колонковой трубе и т.п. – это факты особенного протекания процесса углубки скважины. Реализация каждой из перечисленных технологической ситуации возможна и выделяется из бесконечного множества сопутствующих и не имеющих значения других явлений только благодаря целостной системе факторов. Отсутствие хотя бы одного фактора может сделать это явление невозможным или незначимым.

Матрица технико-технологических свойств средств разведки по целям (углубка скважины – СБ, опробование скважины – СО, сохранение направленности трассы скважины – СН, предупреждение, борьба и устранение аварийности – СА, предупреждение, борьба и устранение поглощения очистного агента – СТ, предупреждение, борьба и устранение обвалов и осыпания стенок скважины – СК и т.п.) формируется из строк-матриц, характеризующих целевые и геолого-технические возможности и ограничения отдельных элементов технико-технологических решений определенного уровня организации геологоразведочных работ. В качестве примера приведена строка-матрица средств опробования скважин:

$$CO = [r_i(D_{скв}), r_i(D_k), r_i(D_k/D_{скв}), r_i(Z_{гдв}), r_i(Z_{мв}), r_i(\Pi_c), r_i(O_c), r_i(K_c), r_i(Y_z), r_i(Y_n)],$$

где $D_{скв}$ – диаметр скважины;

D_k – диаметр керна;

$Z_{гдв}$ – защита пробы от гидродинамического воздействия очистного агента;

$Z_{мв}$ – защита пробы от механического воздейст-

вия колонкового набора;

P_c - прямая схема очистки скважины;

O_c - обратная схема очистки скважины;

K_c - комбинированная схема очистки скважины;

Y_3 - улавливание шлама на забое;

Y_n - улавливание шлама на поверхности.

А затем на основе строк-матриц альтернативных вариантов технико-технологических решений строится общая матрица средств опробования на данном объекте с оценкой информативности технических средств и технологий по их опробовательским возможностям по конечным результатам бурения, т.е. качеству материальных форм – качеству получаемых буровых проб.

Путем пересечения элементов матрицы ствола скважины, участвующих при решении конкретной целевой задачи и соответствующих элементов технико-технологической систем производится оценка информативности технических средств и технологических приемов в каждом конкретном случае.

Содержание, порядок и принципы анализа можно достаточно полно раскрыть на примере информативности одного параметра результатов бурения - линейного выхода керна и определяющих его технико-технологических характеристик буровой системы. Керна - линейная проба и количество информации, содержащейся в ней, зависит от ее длины. Потери информации зависят от длины и равномерности распределения потерь керна материала по длине пробы. Очевидно, что не всякая потеря керна ведет к практически значимой потере информации. Керна любого диаметра, дли-

ны, степени сохранности и т. д. не обеспечивает получения информации пространственно-координатного характера, в то время как ствол скважины, однозначно связанный с массивом, обеспечивает эту информацию, но не обеспечивает всей полноты вещественной информации.

Можно сделать выводы из сказанного: характер взаимосвязи элементов технологии и признаков ограниченности результатов бурения может быть выражен системой матриц «операция, блок – признак ограниченности - уровень значимости информации». Основу фиксирования взаимосвязей составляет принцип совпадения или несовместимости конкретных блоков, узлов и операций с отдельными признаками ограниченности результатов бурения во времени и пространстве: подъем снаряда - избирательность истирания, захват и отрыв керна — отход ствола от проектной трассы и т. п.

Сопоставление условий, средств бурения, их вероятной результативности и затрат в каждой ситуации осуществляется с помощью ПК в соответствии с программой, предусматривающей выработку из матриц логических отношений.

Интегральной мерой результативности и конкретного технико-технологического решения являются возможные суммарные затраты при его использовании с учетом неопределенности строения объекта неоднозначности технологических возможностей средств бурения, мероприятий по устранению возможного брака.

Конкретно с использованием данной методики могут эффективно решаться практически все задачи оперативного выбора техники и технологии бурения и опробования скважин со всеми характерными ситуациями. Так как технология бурения как совокупность взаимосвязанных технико-технологических решений обеспечения результата не может считаться оптимальной, если разнообразие ее функциональных возможностей не соответствует разнообразию (диапазону изменения характеристик содержания) объекта на разных уровнях организации.

При этом под разнообразием содержания понимается смысловая неоднородность характери-

Таблица 1

Матрица материальных форм

	L_n	F_s	R_o	A_{av}	B_{gti}	O_{av}	O_{ur}
$M\Phi_k$	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i
$M\Phi_{k-m}$	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i
$M\Phi_m$	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i	r_i

Примечание - $M\Phi_k$ - матричная информационно-логическая модель керна; $M\Phi_{k-m}$ - матричная информационно-логическая модель керна-шламовой пробы; $M\Phi_m$ - матричная информационно-логическая модель шламовой пробы

Таблица 2

Матрица ствола скважины

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
М	C_b	Y_c	T_b	K_p	A_b	T_p	C_d	C_n	Z_n	O_p	H_p	I_t	A_t	G_d	D	Y_n
СТ	C_b	Y_c	T_b	K_p	A_b	T_p	C_d	C_n	Z_n	O_p	H_p	I_t	A_t	G_d	D	Y_n
Т	C_b	Y_c	T_b	K_p	A_b	T_p	C_d	C_n	Z_n	O_p	H_p	I_t	A_t	G_d	D	Y_n
К	C_b	Y_c	T_b	K_p	A_b	T_p	C_d	C_n	Z_n	O_p	H_p	I_t	A_t	G_d	D	Y_n
ОК	C_b	Y_c	T_b	K_p	A_b	T_p	C_d	C_n	Z_n	O_p	H_p	I_t	A_t	G_d	D	Y_n

Примечание - **М** - комплекс мягких пород; **СТ** - комплекс пород средней твердости; **Т** - комплекс твердых пород; **К** - комплекс крепких пород; **ОК** - комплекс очень крепких пород; C_b - связность; Y_c - устойчивость; T_b - твердость; K_p - крепость; A_b - абразивность; T_p - трещиноватость; C_d - слоистость; C_n - сланцеватость; Z_n - зернистость руд и пород; O_p - однородность; H_p - неоднородность; I_t - изотропность; A_t - анизотропность; G_d - глубина; D - диаметр; Y_n - угол наклона скважин

стик (несводимость одних характеристик к другим в пределах определенного уровня обобщения) и ценностная их неоднородность (различный уровень влияния на достижение целей разведки) и формально-количественное, синтаксическое разнообразие видов характеристик.

Инструментом информационного анализа является информационная модель технологической

системы, воспроизводящая разнообразие содержания объекта во взаимосвязи с разнообразием средств и результатов бурения.

При таком подходе в конечном итоге появляется возможность определения окончательной оценки объективности и правильности технико-технологических решений осуществлять с помощью матрицы рискованных коэффициентов.

УДК 538.6: 669.213

© Санакулов К.С. 2010 г.

ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

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

Проблема извлечения благородных металлов из технологически упорных руд и концентратов, не поддающихся обработке простыми технологическими приемами, является одним из важнейших моментов в горнорудной и металлургической промышленности [1-5].

Ежегодно в Узбекистане и далеко за его пределами перерабатываются сотни миллионов тонн упорных золотосодержащих руд с получением флотационных и гравитационных концентратов, приобретающих особое значение именно в извлечении драгоценных металлов.

Актуальность данной проблемы становится еще более очевидной в связи с планомерным ухудшением качества перерабатываемого золоторудного сырья, вовлечением в эксплуатацию новых крупных месторождений упорных руд, возрастающими требованиями к комплексности использования сырья и охране окружающей среды. Эти требования приобретают особую остроту в процессе переработки именно упорных руд и концентратов, характеризующихся сложным составом.

В целях решения проблемы комплексной переработки упорных руд и концентратов, начиная с конца 80-х годов прошлого столетия и до настоящего времени, специалисты промышленного производства и научных центров практически во всех странах мира, являющихся производителями благородных металлов из рудного сырья и их отходов (ЮАР, США, Бразилия, Канада, Австралия, Узбекистан, Россия, Казахстан, Япония, Зимбабве, Китай и др.), ведут полномасштабную работу [1, 2]. В последние годы разработаны и внедряются в промышленность новые технологические процессы, такие как гидрохимическое, автоклавное, бактериальное вскрытие золотосодержащих сульфидных

руд и концентратов, безцианистые способы гидрометаллургического извлечения благородных металлов, оригинальные и эффективные способы очистки промышленных сточных вод и газов от токсичных соединений химических элементов и комплексных соединений тяжелых металлов. В настоящее время созданы новые конструкции технологического оборудования, обеспечивающего полноту извлечения благородных металлов из трудноперерабатываемых упорных руд и концентратов.

Большинство существующих технологических схем переработки различных типов золотосодержащих руд включают получение двух продуктов - гравитационных и флотационных концентратов, характеризующихся сравнительно низким содержанием золота - от 20 г/т до нескольких килограммов. Они отличаются минеральным и гранулометрическим составами зерен и присутствующих частиц золота. Гравитационные продукты представлены частицами крупностью - 3 мм; флотационные - частицами менее 0,2 мм. Минералогия концентратов отличается большим разнообразием. Гравитационные продукты содержат свободное золото в виде сравнительно крупных частиц (до - 0,3 мм), а также его ассоциации с кварцем. В других случаях гравитационные продукты характеризуются высоким содержанием преимущественно сульфидов железа и цветных металлов, в которых золото присутствует в виде тонких включений. При этом в материалах содержится свободное золото и золото в сростках сравнительно крупных размеров. Данные материалы подвергают «доводке» до кондиции аффинажных производств по содержанию целевых металлов (от единиц до десятков процентов) и сопутствующих примесей (особенно серы, мышьяка и др.).

Гравитационные и флотационные концентраты подразделяют на золотопиритные (содержание пирита от 25% до 75%), золотомедные, содержащие пирит, халькопирит, борнит, халькозин, ковеллин и другие (содержание меди от 2% до 18%), золотосурьмяные, содержащие антимонит, пираргирит и другие, золотополиметалльные, содержащие сульфиды меди, свинца, цинка и другие, золотоуглисто-сульфидные, содержащие углистые сланцы, а также золотомышьяковые, содержащие, прежде всего, арсенопирит (концентрация мышьяка от долей до 20%), а также пирит.

В зависимости от содержания крупного свободного золота и сопутствующих минеральных форм, существует ряд приемов и методов переработки указанных типов материалов. Применительно к золотокварцевым гравитационным концентратам до последнего времени использовали метод амальгамации свободного золота, во многих случаях осуществляемый с попутным доизмельчением материала.

В основе метода лежит способность ртути селективно смачивать золото с образованием амальгамы. Процесс состоит из совокупности стадий: смачивания золота ртутью, диффузии ртути в золото, удерживания сольватированных частиц в объеме расплавленной ртути. Способ хорошо реализуется при наличии в руде свободного высокопробного золота. Применительно к золоту, ассоциированному с сульфидами металлов, амальгамация практически не может быть осуществлена.

Необходимо отметить, что находящиеся золо-

тые запасы в земной коре с течением времени стремительно снижаются, и с каждым разом перед исследователями ставятся новые и нетрадиционные задачи, так как легкоизвлекаемые запасы уменьшаются и больше становится труднообогащаемых и экологически неблагоприятных ресурсов.

Поэтому в целом, отмечаются следующие основные тенденции в развитии горно-металлургических производств:

- ухудшение технико-экономических показателей добычи в связи с неизбежным вовлечением в переработку труднодоступных и извлекаемых золотосодержащих руд;
- отсутствие экономически оптимальных технологий извлечения золота из техногенного сырья;
- применение технологического оборудования нового поколения, сокращающего материальные, энергетические и финансовые затраты на переработку золотосодержащих руд;
- применение новых материалов, реагентов и других компонентов, обеспечивающих интенсификацию переработки минерального сырья;
- усиливающееся отрицательное влияние горного производства на окружающую среду, связанное с ростом складирования на земной поверхности значительных объемов отходов в виде хвостохранилищ, вскрышных пород и некондиционного полезного ископаемого.

Это, в свою очередь, диктует необходимость разрабатывать новые нетрадиционные технологии переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов, а также отходов золотодобывающих производств. Поэтому с изменением технологичности и характеристики золотосодержащих руд процессы переработки эволюционно развиваются (рис. 1).

Гравитационные сульфидные продукты обогащают гравитационными методами, например, разделением на концентрационных столах или других современных аппаратах. Процесс осуществляют в несколько стадий, каждая из которых сопровождается доизмельчением получаемого продукта. Опыт гравитационной доводки концентратов позволяет получить «золотую головку» с содержанием от 0,4% до 0,6% золота, которую направляют на плавку с флюсами.

Для малосульфидных и сульфидных концентратов эффективна комбинированная схема, основанная на гравитационной доводке с последующей флотационной перерешеткой хвостов гравитации. Указанные операции позволяют сократить количество материала, вовлекаемого в гидromеталлургический процесс цианирования.

Известны приемы прямого выщелачивания золота из рудных концентратов цианированием при избыточном давлении кислорода и повышенном содержании цианидов в системе, что может быть



Рис. 1. Эволюция технологии переработки золотосодержащих руд

реализовано, например, при автоклавном оформлении процесса.

Опыт промышленного интенсивного цианирования гравитационных концентратов. Используется 30% раствор NaCN, температура от 30 до 35°C и активное перемешивание в течение 17 часов с подачей в пульпу кислорода, расход которого составил 10 l/min. Золото и серебро, накапливающиеся в цианистых растворах, могут быть извлечены цементацией цинковой пылью, а также сорбцией на активированные угли или синтетические сорбенты с последующей десорбцией в водные среды и выделением металлов из растворов, например, электрохимическим восстановлением.

Эффективным оказалось применение тиомочевинного кислого выщелачивания для извлечения золота из огарков обжига сульфидных флотационных концентратов, обеспечившее извлечение металла на уровне 94-95%. Преимущества кислого тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из рудных концентратов по сравнению с цианированием: более высокая скорость растворения металлов (~ в 10 раз), незначительное влияние посторонних ионов металлов и неметаллов на активность тиокарбамида и малый удельный расход реагентов.

Для выделения золота из тиомочевинных растворов могут быть использованы следующие приемы: обработка щелочью с целью разложения тиомочевинных соединений, цементация золота и серебра алюминием, катодное восстановление металлов, сорбция. Затруднения, препятствующие внедрению тиомочевинного растворения золота, связаны с непроизводительным расходом реагента из-за его окислительного разложения кислородом воздуха, а также его высокой стоимостью (на 25% выше, чем NaCN). Кроме цианистых и тиокарбамидных сред, при выщелачивании золота и серебра из рудных материалов, в том числе огарков окислительного разложения, используют водные растворы тиосульфата аммония в присутствии сульфата двухвалентной меди, а также кислорода воздуха. Проведены укрупненные испытания аммиачно-тиосульфатного выщелачивания для продуктов ряда месторождений. Извлечение золота составило 95,5%, серебра - 90%.

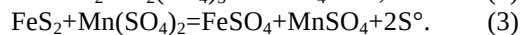
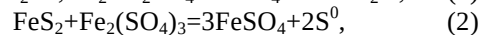
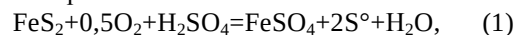
Имеются сведения об использовании окислительного выщелачивания золота и серебра из гравитационных и флотационных концентратов минеральными кислотами и солями с использованием в качестве окислителей молекулярного хлора, гипохлорита, азотной кислоты, кислорода. В качестве комплексообразователей для благородных металлов использовали хлор- нитрат-ионы и др.

На основании многочисленных исследовательских работ для повышения эффективности переработки сульфидных золоторудных концентратов

предложен ряд методов их подготовки: механоактивирование с последующим окислительным разложением основы в кислых и щелочных средах, бактериальное разложение основы, окислительный обжиг (одно- и двухстадиальный) с последующим выщелачиванием золота и серебра из огарков в цианистые среды, а также окислительный обжиг с последующей плавкой огарков на медный или свинцовый сплав; плавка сырого (необожженного) концентрата на железистый штейн и, наконец, окислительный обжиг с последующим извлечением золота из огарка методом хлоридовозгонки.

Предварительная подготовка концентратов к выщелачиванию цианированием основана на механической активации окислительных превращений с участием кислорода воздуха и других вводимых реагентов. Механоактивацию проводят в условиях сухого и мокрого измельчения материала в энергонапряженных планетарных мельницах. Активация сопровождается деформациями кристаллических структур минеральных зерен с одновременным воздействием на них окислителей и, прежде всего, кислорода воздуха. Наряду с кислородом используют диоксид марганца, нитраты металлов, хлориды. Активационная подготовка концентратов обеспечивает последующее эффективное выщелачивание золота и серебра 90-98% из упорных пиритных и арсенопиритных продуктов. Окислительное разложение в кислых средах сульфидной составляющей проводят с применением водных растворов серной кислоты (от 20 до 30 g/l) и использованием в качестве окислителя кислорода воздуха. Возможно осуществление процесса с применением гомогенных окислителей, например, соединений трехвалентного железа или четырехвалентного марганца.

На основе термодинамических исследований установлено, что одним из продуктов реакций разложения сульфидов в кислых средах является элементарная сера:



При переработке арсенопиритных концентратов установлена более низкая скорость окисления и более высокий порядок реакции по кислороду для пирита по сравнению с арсенопиритом. Поэтому при выборе параметров автоклавного выщелачивания учитывали возможность достижения высокой скорости окисления пирита как наиболее упорного сульфида. Недостаточная степень извлечения золота из кеков окислительного автоклавного выщелачивания арсенопиритных концентратов цианированием обусловлена неполным разложением пирита, но не арсенопирита.

При испытании технологии автоклавного разложения пиритных и арсенопиритных золотых

концентратов с последующим отделением кеков и их сорбционным выщелачиванием была установлена возможность извлечения золота из исходных продуктов на 90-95%. При обычном цианировании автоклавного остатка эта цифра не достигает 80%.

Разложение сульфидных минералов в кислых водных растворах с использованием в качестве окислителей сульфатных соединений трехвалентного железа и четырехвалентного марганца показало, что направленное регулирование концентрации воднорастворимых окислителей и pH среды позволяет решать задачу глубокого разложения исходных минералов в более мягких условиях, чем в случае использования кислорода.

В частности, применение сульфата окисного железа позволяет снизить температуру процесса разложения сульфидных минералов от 80°C до 95°C и сократить продолжительность процесса в 1,5-2 раза.

На основании технологических испытаний разложения пиритных и арсенопиритных концентратов в кислых растворах железа (III) и марганца (IV) достигнуто глубокое разложение сульфидных соединений с получением элементарной серы, а также сульфатов железа и арсенатов. Избыток окислителя позволяет получать мышьяк в пятивалентном состоянии и накапливать его в системе в виде труднорастворимого арсената железа. Из получаемых золотых кеков разложения сульфидов золото эффективно выщелачивается в цианистые растворы.

Глубокое разложение сульфидных минералов возможно в сульфатнонитратных средах, когда в качестве окислителя используется нитрат-ион. По-

следний характеризуется несколькими значениями потенциалов, величины которых зависят от заряда азота в продукте восстановления и изменяются в пределах 1,2-0,7 V.

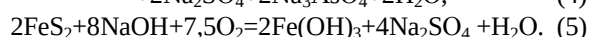
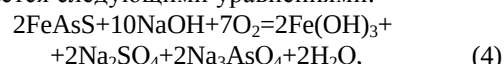
Характерным является то, что большинство получаемых продуктов восстановления нитрат-ионов – газообразные (NO_2 , NO , N_2O , N_2), за исключением нитрит-иона – NO_2^- .

Гидрометаллургическое разложение сульфидных концентратов производится в аппаратах, работающих под давлением или без него с обязательным активным перемешиванием фаз.

В случае вовлечения в переработку гравитационных продуктов операции гидрохимического вскрытия часто предшествует доизмельчение материала.

Разложение минералов в щелочных средах с использованием в качестве окислителя кислорода протекает с образованием соединений серы и мышьяка в высших степенях окисления с накоплением в щелочных растворах сульфатов и арсенатов натрия.

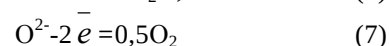
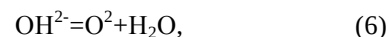
Кроме того, продуктами реакций являются гидроксиды, прежде всего, Fe (III). Химизм процесса описывается следующими уравнениями:



При выщелачивании арсенопирита параллельно с арсенатами Na_3AsO_4 образуются арсениты Na_3AsO_3 .

Продуктами реакции разложения являются сульфаты железа и магнетит, но выход их не превышает от 2% до 5%. Оптимальные скорости выщелачивания арсенопирита и пирита достигаются при концентрации едкого натра в растворе 2,5-3,75 mol/l и температуре от 50°C до 60°C.

Метод электрохимического окислительно-го разложения сульфидных минералов в щелочной среде состоит в том, что кислород в систему не подается извне, а нарабатывается при анодном разложении гидроксидных ионов:



Скорость выщелачивания минералов в конкретных условиях определяется конструкцией электролизера, интенсивностью наработки кислорода на единицу объема раствора, плотностью тока на аноде, гранулометрической характеристикой материала и плотностью суспензии.

Технологическая переработка по схеме (рис. 2) на нескольких типах золотомышьяковых концентратов с различным содержанием пирита и арсенопирита [1, 5]. В оптимальных условиях электрохимического вскрытия разложилось от 72% до 87% арсенопирита и от 45% до 53% пирита. Содержание золота в

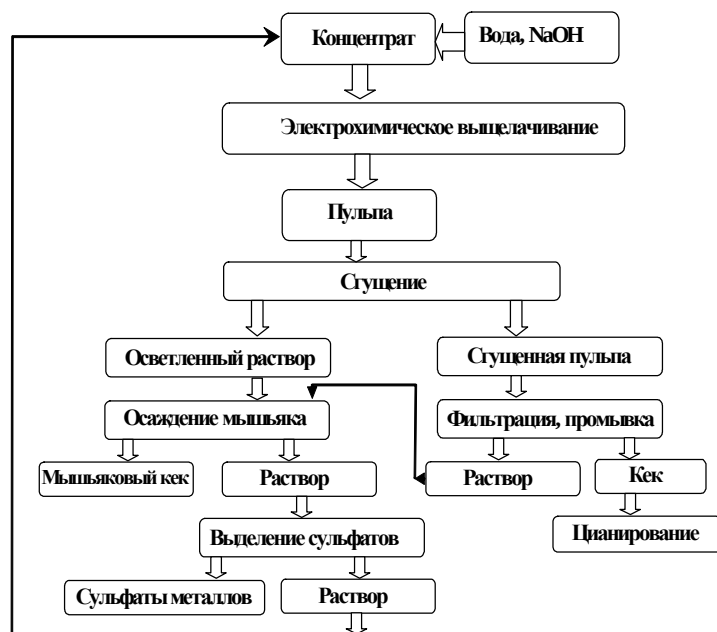


Рис. 2. Технологическая схема электрохимического разложения арсенопиритных концентратов

хвостах цианирования кеков находилось на уровне переработки концентратов по схеме обжиг – цианирование огарков.

Растворы электрохимического выщелачивания после очистки от мышьяка и серы могут возвращаться обратно в процесс без снижения их химической активности. Мышьяк рекомендуется выводить в форме малорастворимого арсената кальция при обработке растворов известью, серу – в виде безводного сульфата натрия путем подкрепления растворов едким натром до 150 г/л и охлаждением системы от 16°C до 17°C.

В последнее время активно проводятся исследования и внедрение чанового бактериального выщелачивания концентратов цветных и благородных металлов с целью разложения золотосодержащих сульфидных и сульфидно-мышьяковых минералов. Регулирование pH раствора, температуры пульпы, крупности исходного концентрата, концентрации кислорода, углекислого газа и питательных веществ обеспечивает изменение скорости выщелачивания сульфидов в широких пределах.

Все технологии непосредственно включают бактериальное разложение сульфидных и мышьяксо-содержащих минералов, очистку бактериальных растворов после выщелачивания с использованием их в обороте и цианирование кеков выщелачивания.

Процесс бактериального выщелачивания проводится в одну или две стадии в пачуках с различной интенсивностью перемешивания. Условия выщелачивания следующие: Т:Ж=1:5, крупность концентратов – от 90% до 95% класса – 0,074 мм, температура – от 28°C до 35°C, pH пульпы – 2,2-1,7. Регенерацию отработанных бактериальных растворов проводят нейтрализацией их известковым молоком до pH=2,8-3,2. Степень окисления арсенопирита после 60-120 h бактериального выщелачивания достигает от 80% до 90%.

Схема переработки высокомышьяковистого золотосодержащего концентрата (рис. 3) включает две стадии бактериального выщелачивания [1, 5]. После первой стадии пульпу подвергают классификации по классу 40 мкм с выделением готового для цианирования продукта, выход которого составляет от 25% до 30% от исходного питания. После второй стадии содержание мышьяка в кеке выщелачивания составляет от 1,3% до 1,4% (от 9% до 10% мышьяка в исходном концентрате). Извлечение сульфидного мышьяка при этом достигает от 85% до 90%. При цианировании остатков бактериального выщелачивания извлечение золота



Рис. 3. Технологическая схема переработки высокомышьяковистых золотосодержащих концентратов с использованием бактериального выщелачивания

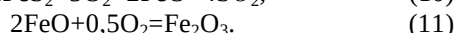
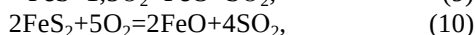
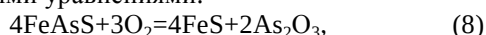
составило от 90% до 91% против 10% без предварительного бактериального вскрытия концентратов.

Золотомышьяковые углистые концентраты отличаются особой упорностью. Золото в них связано с арсенопиритом, а присутствующие в концентрате углистые сланцы обладают высокой сорбционной активностью по отношению к золотоцианистым комплексам. Схема переработки этих концентратов (рис. 4) предусматривает предварительное удаление части углистых сланцев флотацией, бактериальное выщелачивание хвостов флотации и цианирование остатков выщелачивания [1, 5]. При выщелачивании в течение 70 h содержание мышьяка в концентрате снижается с 6,6% до 1,0-1,2% при степени окисления арсенопирита от 93% до 95%. После сорбционного цианирования остатков выщелачивания извлечение золота составляет 92%, тогда как цианирование исходных концентратов без бактериального выщелачивания позволяет извлечь только от 5% до 10% золота. Получаемый флотацией углистый концентрат содержит до 20 г/т золота и до 1% мышьяка и может перерабатываться, например, плавкой или по схеме – обжиг-цианирование.

Окислительный одно- и двухстадиальный обжиг имеет целью разложение сульфидных минералов в условиях высоких температур в присутствии

в качестве реагента-окислителя кислорода воздуха. В результате обжига достигается высокая степень разложения сульфидных минералов с выделением серы и мышьяка в виде газообразных соединений – сернистого газа и оксида мышьяка. При этом железо и цветные металлы в огарке присутствуют в виде соответствующих оксидов, характеризующихся пористой структурой.

Процессы окислительного разложения минеральных соединений железа могут быть описаны следующими уравнениями:



При переработке арсенопиритных концентратов обжиг проводят в две стадии: низкотемпературный (от 400°C до 450°C) с отгонкой соединения трехвалентного мышьяка (As_2O_3) и высокотемпературный (от 700°C до 750°C) с разложением пирита, пирротина и других сульфидов и удалением серы в виде SO_2 [3, 4].

Осуществление обжига мышьяк содержащего сырья в одну стадию при температуре 700...750°C приведёт к переокислению мышьяка до пятивалентного, что исключит его отгонку. Концентрирование мышьяка в огарке снижает результаты последующего цианирования золота.

Достижение высокой степени десульфуризации перерабатываемого сырья представляется весьма

сложной задачей по причине местного перегрева минеральных зерен концентрата на 250...300°C и соответствующего оплавления огарка вследствие образования легкоплавких эвтектик пирротина и магнетита. Из практики известно, что извлечение золота из огарков окислительного обжига в цианистые среды не превышает от 70% до 85%. Последнее обусловлено неэффективностью подготовки сырья к выщелачиванию.

Огарок окислительного обжига, представляющий собой смесь кислородных и сульфидных соединений металлов, может быть направлен на реакционную плавку совместно с медьсодержащим сырьем с получением штейна, концентрирующего благородные металлы. Штейн конвертируют с получением черновой меди, также являющейся коллектором благородных металлов. Процесс пирометаллургической переработки золото- и серебросодержащих концентратов характеризуется глубоким извлечением золота и серебра в медный сплав – более 99%.

После электролитического рафинирования меди благородные металлы концентрируются в анодных шлаках. Содержание золота в шлаках находится на уровне от 0,3% до 3%, серебра – от 3% до 6%. Данный материал характеризуется высоким содержанием селена (от 5% до 15%) и теллура (от 1% до 6%). Основным компонентом шлама является медь.

Технологический процесс переработки анодных шламов предусматривает глубокое обезмеживание материала, удаление селена и теллура и плавку золотосеребряного продукта с получением серебряно-золотого сплава (сплав «Доре»), который направляют на аффинаж золота и серебра.

Плавка исходного концентрата на железистый штейн позволяет ошлаковывать часть кислородсодержащих примесей с концентрированием золота и серебра в сульфидном сплаве. При барботировании кислорода через расплав удается сократить выход штейна и ошлаковывать значительную часть железа с выделением оксида серы в газовую фазу. Температура плавки от 1350°C до 1450°C. Особенностью процесса является высокое извлечение благородных металлов в фазу штейна (более 99%).

Получаемый железистый штейн может быть переработан выщелачиванием измельченного сплава в водных растворах серной кислоты в присутствии окислителя – кислорода воздуха с последующим отделением железосодержащей водной фазы от нерастворимого остатка фильтрацией. Гидрометаллургическая переработка связана со значительными потерями золота на стадии фильтрования пульпы выщелачивания. Это обусловлено присутствием металла в виде тонкодисперсных и коллоидных частиц. Золото-

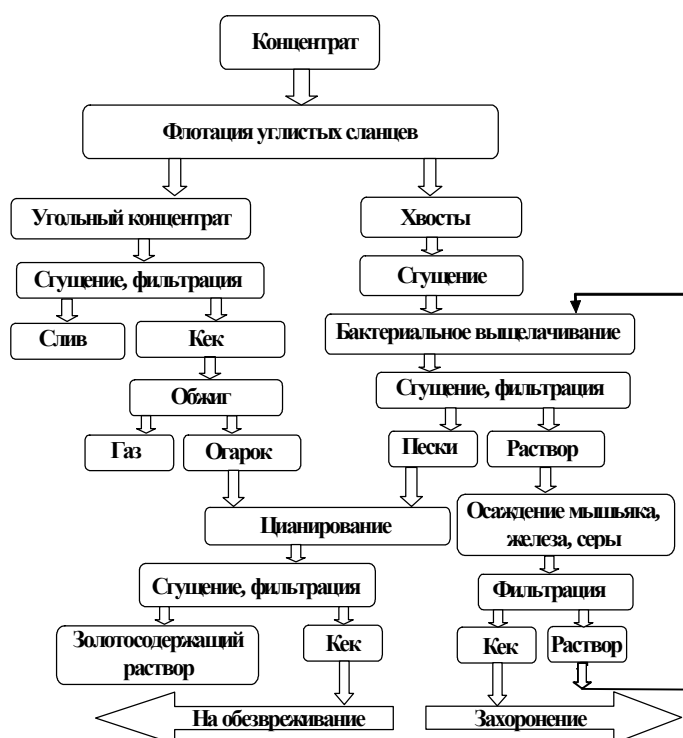


Рис. 4. Технологическая схема переработки углистых золото-мышьяковых концентратов с применением бактериального выщелачивания

содержащие кеки направляют на плавку с получением золотого сплава.

Прямое извлечение золота по данной технологии не превышает 70%. Окислительный обжиг с последующим извлечением золота из огарка методом хлоридовозгонки имеет целью избирательно выделить золото и серебро в виде летучих хлоридов. Процесс ведут при температуре от 900°C до 1000°C в атмосфере газообразного хлора.

Он базируется на том, что только золото и серебро в огарке находятся в металлизированном состоянии и участвуют в реакциях образования хлоридов металлов, отличающихся высокой упругостью пара, отгоняющихся и конденсирующихся из газового продукта.

Метод не нашел применения из-за экологической опасности хлор-газа, а также отсутствия надежных конструкционных материалов для изготовления оборудования.

Таким образом, проанализированы проблемы извлечения благородных металлов из технологически упорных руд и концентратов, рассмотрены гидрометаллургические и пирометаллургические приемы и методы переработки золоторудных гравитационных и флотационных концентратов. Наибольшая эффективность извлечения с получением продуктов, пригодных для аффинажного производства, достигается при использовании пирометаллургических приемов экстракционного концентрирования благородных металлов в расплавленных меди и свинце.

Список литературы:

1. В.В. Подейщиков *Технология извлечения золота и серебра из упорных руд*. // 2 тома. Иркутск – 1999 г.
2. В.С. Чекушин, Н.В. Олейникова *Переработка золотосодержащих рудных концентратов (обзор методов)* // Известия Челябинского научного центра, вып.4 (30), 2005 г. С. 94-101.
3. Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко *Металлургия благородных металлов* // МИСИС, Издательский дом «Руда и металлы». 2005 г.
4. М.А. Меретуков *Золото, химия, минералогия, металлургия*. // М. Издательский дом «Руда и металлы». 2008 г.
5. К.С. Санакулов *Научно-технические основы переработки отходов горно - металлургического производства* // Ташкент. Издательство «ФАН» АН РУз. 2009 г.

УДК 622.7(622.346.3.:622.349.9)

© Попов Е.Л., Ахмедов Х., Хабибуллаева Г.Р.,
Соатов С.А., Нурмухамедов И.С., Едгоров Н. 2010 г.

ИСПЫТАНИЯ НОВЫХ МЕСТНЫХ РЕАГЕНТОВ В ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ НА РУДЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЧИНАРСАЙ

Попов Е.Л., зав. отделом технологии переработки минерального сырья ГП ИМР, канд. техн. наук; **Ахмедов Х.**, зав. лабораторией обогащения руд благородных металлов ГП ИМР, канд. техн. наук; **Хабибуллаева Г.Р.**, ведущий инженер ГП ИМР; **Соатов С.А.**, инженер ГП ИМР; **Нурмухамедов И.С.**, инженер ГП ИМР; **Едгоров Н.**, профессор кафедры общей химии ТашГТУ, докт. хим. наук

В полупромышленных условиях проверялись новые местные реагенты-собиратели СД-1, ПС, нефтешлам, ПБ-1 при флотации руды месторождения Чинарсай. Использовались реагенты-собиратели, синтезированные из отходов предприятий Узбекистана. Показатели сравнивались с результатами, полученными с традиционным реагентом-собирателем БКК (бутиловым ксантогенатом калия).

Полупромышленная проба руды относится к сульфидному, слабоокисленному типу. Содержание в ней золота 1,18 g/t, серебра 13,4 g/t, свинца 0,3%, цинка 0,5%. Попутными элементами являются медь (0,0325%) и кадмий.

Кроме того, химическим анализом средней пробы руды установлены (в %): SiO₂–68,9; Fe₂O₃–3,2; FeO–0,72; TiO₂–0,2; MnO–0,14; Al₂O₃–10,8; CaO–1,7; K₂O–

6,3; MgO–1,2; Na₂O–0,7; S_{общ}–2,8; S_{сульфид}–2,73; SO₃–0,18; CO₂–0,88; P₂O₅–0,14; -H₂O–0,2; п.п.п.–3,34; As–0,06; CaCO₃–2,0.

Спектральным анализом определены содержания (в %): Mn–0,15; Ti–0,1; V–<0,001; Cr–0,003; Zr–0,008; Sb–0,01; Yb–<0,001; Be–<0,001; Y–0,002; Sr–0,01; Ba–0,06; Ga–0,002; Sc–0,001.

По данным рационального анализа золото в пробе на 72,9% представлено в самородной легко цианируемой форме. С оксидами и гидрооксидами железа связано 11% золота, с сульфидами связано также 11% золота, с силикатами – 5,1%. Серебро в цианируемой форме (самородное серебро, простые сульфиды серебра, хлориды, сульфаты) присутствуют в количестве 48,1%. 17,3% серебра связано с оксидами железа и марганца, с сульфидами – 29,8%, с минералами породы – 4,8%.

Материал пробы состоит из обломков колчеданной руды и рудовмещающих пород гранит-порфиров, риолит-порфиров, кварцевых порфиров, алевролитов и слюдистых сланцев, которые подвергнуты гидротермальному изменению – окварцеванию, серицитизации, карбонатизации, хлоритизации с образованием в них секущих и субпластовых кварцевых жилок и сульфидизации.

Золото находится в основном в самородной форме и относится по размерности к очень мелкому и реже мелкому классу (0,05-0,1 мм). Распределение золота в полупромышленной пробе неравномерно. Самородное золото ассоциирует преимущественно с пиритом и блеклой рудой, реже с халькопиритом, сфалеритом, галенитом и кварцем. Золото в пирите высокопробное до 920-924‰, в полиметаллических минералах средне и умеренно – до 820-895‰. Часть золота ассоциирует с оксидами железа и покрыта пленками гидрогетита, ковеллина и других вторичных минералов. Рудные минералы пробы: сфалерит ~1%, галенит ~0,5%, блеклая руда ~0,2%, халькопирит <0,1% и пирит 4,2%.

Породообразующие минералы представлены кварцем, полевыми шпатами (ортоклаз, плагиоклаз), биотит и продукты их изменений: серицит, хлорит, карбонаты. Полевые шпаты и кварц образуют порфировидные выделения. Ценными компонентами руды являются золото, серебро, цинк, свинец и попутно медь. Ниже приводится перечень

минералов, слагающих руду (табл. 1).

Испытания проводились на установке ОАО «Ингичкинская ОМТЭ» при производительности установки 50-60 kg/h.

Флотация осуществлялась по схеме, включающей измельчение руды до крупности 85% кл. -0,074 mm, основную, контрольную операции и две перекистки черного концентрата [1].

Выход концентрата рассчитывался по результатам анализов продуктов обогащения на серу общую.

Для сравнения показателей использовался бутиловый ксантогенат калия (БКК) при расходе его 50 g/t в основную и 25 g/t в контрольную операции флотации. В качестве вспенивателя использовался реагент Т-80 (80+40 g/t). Кроме того, в измельчение подавалась сода 2 kg/t и CuSO_4 – 100 g/t. В этих условиях получен флотоконцентрат, содержащий в среднем 3,76-4,16% Zn, 2,16% Pb, 4,53 g/t Au и 76,67 g/t Ag, при извлечении металлов 96,48; 92,85; 46,21; 94,64% соответственно (табл. 2).

При испытаниях реагента ПС – 200 g/t («кек-отход» завода «Максам Чирчик») в сочетании с БКК (30+15 g/t) получен концентрат, содержащий в среднем 3,82-4,33% Zn, 2,15-2,22% Pb, 4,92 g/t Au и 84,19 g/t Ag, при извлечении металлов 96,26; 92,4; 44,23; 84,87%, что практически одинаково с показателями с одним БКК.

При загрузке нефтешлама в количестве 50 g/t в

измельчение при сокращении расхода БКК до 30+15 g/t извлечение цветных металлов уменьшается: цинка на 1,03%; свинца на 0,73%; серы на 2,15% (пирит). При этом выход концентрата снижается до 11,13% (против 13,82% с одним БКК-50+25 g/t). Качество концентрата при этом повышается до 4,82% цинка, 2,28% свинца.

Загрузка реагента СД-1 в количестве 10+5 g/t вместо ксантогената позволила сократить выход концентрата до 6,6%. Содержание в нем серы снизилось до 10,46%

Таблица 1

Минеральный состав золото-полиметаллической руды месторождения Чинарсай

Наименование минералов	Содержание, %	Размеры зерен, mm			
		Присутствует		Преобладает	
		от	до	от	до
Золото	Ед.зн.	0,001	0,4		
Пирит	4,32	0,02	0,8-1,0	0,05	0,2
Арсенопирит	Ед.зн.	0,001	0,02		
Сфалерит	0,97	0,01	0,5-1,0	0,05	0,1
Галенит	0,46	0,001	0,5	0,0n	0,1n
Блеклая руда: теннантит, тетраэдрит	0,15	0,001	0,1n	0,0n	0,1n
Фрейбергит	Ед. зн.	тонкокристаллические			
Халькопирит	Ч. зн.	<0,001	0,2	0,001	0,05
Бурнонит	Р. зн.	тонкокристаллические			
Англезит	Ед. зн.	тонкозернистые			
Сурик и др. вторичные минералы (сульфаты)	Ед. зн.	тонкозернистые			
Кварц	39	т/крист	0,5	0,01	0,2
Ортоклаз	31,5	0,05	2,0	0,2	1,0
Плагиоклаз	8,0	0,01	1,0	0,1	0,4-0,5
Биотит	5,0	0,05	0,5-1,0	0,05	0,2-0,3
Серицит	5,0	тонкочешуйчатый			
Хлорит	2,0	псевдоморфозы по биотиту			0,1-0,5
Карбонаты	2,0	0,001	0,5	0,05	0,2
Рутил	Р. зн.	0,001	0,1	0,02	0,05
Апатит	0,03	0,01	0,2	0,05	0,1
Монацит	Ед. зн.	0,001	0,03		
Циркон	Ед. зн.	0,001	0,04		
Оксиды и гидрооксиды Fe, Mn, ярозит и др.	0,36	тонкокристаллические			

(против 16,98% с одним БКК). Качество коллективного концентрата по содержанию цветных металлов резко возросло. Содержание цинка повысилось до 7,09-9,21%, свинца до 4,4-4,98%. Это свидетельствует о селективности действия реагента СД-1 по отношению к сульфидам цветных металлов, которые извлекаются на 91,93 и 90,73%. Пирит при этом флотировался гораздо слабее: извлечение серы составило всего 25,09% (против 85,35% с БКК). Таким образом, СД-1 можно рассматривать как селективно действующий собиратель для сульфидов цветных металлов.

В сочетании с БКК даже при его расходе 15+7,5 g/t пирит флотируется вместе с сульфидами свинца и цинка. При выходе концентрата 10,88% в него извлекается 82,85% серы, 96,0% цинка и 92,77% свинца. Фактическое извлечение золота повысилось до 51,22%. Основные показатели остались на уровне показателей с расходом БКК 50+25 g/t. Аналогичные показатели получены при расходе БКК-30+15 g/t. При снижении расхода СД-1 до 5+2,5 g/t (БКК 30+15 g/t) показатели по извлечению цветных металлов увеличиваются: цинка до 96,4%; свинца до 93,07%. Также увеличивается извлечение пирита до 84,12%. Выход концентрата также повышается до 12,6%. Однако качество его по цветным металлам снижается (содержание цинка от 3,72% до 3,82%; свинца от 1,87% до 2,29%).

Реагент ПБ-1 так же, как и СД-1, является селективным по отношению к сульфидам цветных ме-

Таблица 2

Сводные средневзвешенные результаты флотации руды месторождения Чинарсай с БКК и новыми местными реагентами

Продукты	Вес, kg	Выход, %	Содержание, g/t					Извлечение, %				
			S	Zn	Pb	Au	Ag	S	Zn	Pb	Au	Ag
БКК-100+50 g/t												
Концентрат	1065,71	14,63	16,24	<u>3,66</u> 3,10	<u>2,09</u> 1,33	<u>9,18</u> 3,56	<u>69,79</u> 77,29	85,99	97,02	93,33	<u>87,86</u> 34,05	<u>96,0</u> 106,32
Хвосты	6218,29	85,37	0,45	0,019	0,026	0,2	0,5	14,01	2,98	6,67	12,14	4,0
Руда	7284	100	2,76	0,33	1,53	1,53	10,64	100	100	100	100	100
БКК-50+25 g/t												
Концентрат	903,25	13,82	16,98	<u>3,76</u> 4,16	<u>2,16</u> 2,15	<u>8,56</u> 4,53	<u>77,51</u> 76,67	85,35	96,48	92,85	<u>87,27</u> 46,21	<u>95,6</u> 94,64
Хвосты	5632,75	86,18	0,47	0,022	0,027	0,2	0,5	14,65	3,52	7,25	12,73	5,36
Руда	6536	100	2,75	0,54	0,32	1,36	11,2	100	100	100	100	100
БКК-50+25 g/t +ПС-200 g/t												
Концентрат	1051,3	13,1	17,22	<u>3,82</u> 4,33	<u>2,22</u> 2,15	<u>9,74</u> 4,92	<u>95,88</u> 84,19	83,6	96,26	92,4	<u>87,48</u> 44,23	<u>96,65</u> 84,87
Хвосты	6976,7	86,9	0,51	0,022	0,028	0,2	0,5	16,4	3,74	7,6	12,52	3,35
Руда	8028	100	2,70	0,52	0,31	1,46	12,99	100	100	100	100	100
БКК-30+15 g/t +ПС-200 g/t												
Концентрат	1518,01	12,8	18,4	<u>3,83</u> 4,53	<u>2,22</u> 2,27	<u>10,13</u> 5,18	<u>105,26</u> 82,35	84,96	<u>95,97</u> 113,7	<u>92,24</u> 93,94	<u>87,64</u> 44,79	<u>97,78</u> 75,77
Хвосты	10341,9 9	87,2	0,48	0,024	0,027	0,2	0,5	15,04	4,03	7,76	12,36	<u>3,12</u> 24,23
Руда	11860	100	2,77	0,51	0,31	1,48	13,91	100	100	100	100	100
БКК-30+15 g/t +нефтешлам-50 g/t												
Концентрат	694,05	11,13	20,76	<u>4,45</u> 4,82	<u>2,64</u> 2,28	<u>12,47</u> 6,33	<u>117,65</u> 95,47	83,2	<u>95,45</u> 103,56	<u>92,12</u> 79,32	<u>88,97</u> 45,06	<u>96,71</u> 78,48
Хвосты	5441,95	88,87	0,52	0,027	0,028	0,2	0,5	16,8	4,55	<u>7,88</u> 20,68	<u>11,03</u> 54,94	<u>3,29</u> 21,52
Руда	6236	100	2,78	0,52	0,32	1,07	13,54	100	100	100	100	100
СД-1 – 10+5 g/t												
Концентрат	166,96	6,6	10,46	<u>7,09</u> 9,21	<u>4,40</u> 4,98	<u>20,6</u> 8,52	<u>206,5</u> 197,5	25,02	<u>91,93</u> 119,33	<u>90,73</u> 102,84	<u>87,93</u> 36,38	<u>96,69</u> 92,5
Хвосты	2363	93,4	2,21	0,044	0,032	0,2	0,5	74,98	8,07	9,27	<u>12,07</u> 63,62	<u>3,31</u> 7,5
Руда	2530	100	2,76	0,51	0,32	1,55	14,09	100	100	100	100	100
СД-1 – 10+5 g/t, БКК-15+7,5 g/t												
Концентрат	565,23	10,88	21,05	<u>4,36</u> 4,16	<u>2,70</u> 2,23	<u>12,12</u> 7,05	<u>159,32</u> 108,85	82,85	96,0	92,77	<u>88,11</u> 51,22	<u>97,78</u> 66,8
Хвосты	4627,77	89,12	0,53	0,022	0,026	0,2	0,5	17,15	4,0	7,23	<u>11,89</u> 48,78	<u>2,22</u> 33,2
Руда	5193	100	2,77	0,49	0,32	1,5	17,74	100	100	100	100	100
СД-1 – 10+5 g/t, БКК-30+15 g/t												
Концентрат	136,71	10,78	19,55	<u>4,66</u> 4,32	<u>2,74</u> 2,26	<u>14,8</u> 6,85	<u>144,6</u> 96,69	84,4	<u>95,79</u> 88,87	<u>92,36</u> 76,11	<u>89,91</u> 41,64	<u>97,22</u> 65,01
Хвосты	1131,29	89,22	0,44	0,025	0,027	0,2	0,5	15,6	4,21	7,64	<u>10,09</u> 58,36	<u>2,78</u> 34,99
Руда	1268	100	2,50	0,52	0,32	1,77	16,04	100	100	100	100	100
СД-1 – 5+2,5 g/t, БКК-30+15 g/t												
Концентрат	1000,62	12,6	18,17	<u>3,82</u> 3,72	<u>2,29</u> 1,87	<u>9,94</u> 4,92	<u>80,83</u> 79,11	84,12	<u>96,44</u> 93,82	<u>93,07</u> 75,92	<u>87,77</u> 43,45	<u>95,87</u> 93,82
Хвосты	6941,38	87,4	0,49	0,02	0,025	0,2	0,5	15,88	<u>3,56</u> 6,18	<u>6,93</u> 24,08	<u>12,23</u> 56,55	<u>4,13</u> 6,18
Руда	7942	100	2,72	0,50	0,31	1,43	10,62	100	100	100	100	100

таллов. Он хуже флотирует пирит (извлечение серы 33,6%, выход концентрата 9,91%), в то время, как извлечение цинка составило 92,96%, свинца 90,93%. В сочетании с БКК селективность действия ПБ-1 снижается. Повышается извлечение серы до 82,41%,

Продолжение таблицы 2

Продукты	Вес, kg	Выход, %	Содержание, g/t					Извлечение, %				
			S	Zn	Pb	Au	Ag	S	Zn	Pb	Au	Ag
ПБ-1 – 70+35 g/t												
Концентрат	477,38	9,91	9,08	4,7 6,41	2,92 3,33	13,96 5,82	80,0 93,39	33,6	92,96	90,93	84,78 35,35	90,68 105,86
Хвосты	4312,62	90,09	1,97	0,039	0,032	0,28	0,9	66,4	7,04	9,07	15,22	9,32
Руда	4787	100	2,68	0,5	0,32	1,63	8,74	100	100	100	100	100
БКК-30+15 g/t + ПБ-1 – 50+25 g/t												
Концентрат	635,85	11,84	18,38	4,01 4,03	2,42 2,19	9,92 6,02	94,60 83,91	82,41	95,26	91,98	87,32 52,95	96,21 85,34
Хвосты	4735,15	88,16	0,53	0,027	0,028	0,2	0,5	17,59	4,74	8,02	12,68 47,05	3,79 14,66
Руда	5371	100	2,64	0,50	0,31	1,35	11,64	100	100	100	100	100
БКК-15+7,5 g/t, СД-1 – 5+2,5 g/t, ПС-200; НПП-50												
Концентрат	404,6	10,35	20,46	4,41 4,34	2,62 2,34	10,96 6,55	83,21 88,23	80,47	96,09	92,52	86,35 51,64	95,09 100,83
Хвосты	3505,4	89,65	0,57	0,022	0,019	0,2	0,5	19,53	3,91	7,48	13,65 48,36	4,91
Руда	3910	100	2,63	0,5	0,31	1,31	9,05	100	100	100	100	100
БКК-15+7,5 g/t, СД-1 – 5+2,5 g/t, ПС-200; НПП-50, ПАВ-4 – 60+30 g/t (вместо Т-80)												
Концентрат	98,47	8,57	23,70	4,26 5,48	2,60 2,93	14,70 8,0	124,8 112,51	73,88	78,21	75,07	87,33 47,53	95,90 86,44
Хвосты	1049,53	91,43	0,79	0,11	0,08	0,2	0,50 1,66	26,12	21,79	24,93	12,67 52,47	4,10 13,56
Руда	1149	100	2,75	0,47	0,30	1,44	11,15	100	100	100	100	100
БКК-15+7,5 g/t, СД-1 – 5+2,5 g/t, ПС-200; НПП-50, ПАВ-4 – 80+40 g/t (вместо Т-80)												
Концентрат	149,76	12,15	16,41	2,92 3,29	1,98 1,72	11,33 4,86	94,58 81,37	72,63	76,04	80,27	85,66 36,75	96,31 82,86
Хвосты	1083,24	87,85	0,85	0,13	0,067	0,26	0,5 2,33	27,37	23,96	19,73	14,34 63,25	3,69 17,14
Руда	1233	100	2,74	0,47	0,30	1,61	11,93	100	100	100	100	100
БКК-15+7,5 g/t, СД-1 – 5+2,5 g/t, ПС-200; НПП-50, Ч-1 – 40+20 g/t (вместо Т-80)												
Концентрат	148,41	12,14	15,87	3,36 3,64	2,15 2,03	11,41 5,28	114,4 76,1	72,70	82,72	82,64	88,51 40,65	96,87 64,42
Хвосты	1074	87,86	0,82	0,097	0,062	0,2	0,5 5,81	27,30	17,28	17,36	11,49 59,35	3,13 35,58
Руда	1222	100	2,65	0,49	0,32	1,57	10,33	100	100	100	100	100
БКК-15+7,5 g/t, СД-1 – 5+2,5 g/t, ПС-200; НПП-50, Ч-1 – 80+40 g/t (вместо Т-80)												
Концентрат	130,04	11,13	15,99	3,09 3,59	1,99 2,0	10,14 5,04	126,2 80,21	65,36	69,43	72,75	86,38 42,89	94,06 59,77
Хвосты	1154,96	88,87	0,95	0,153	0,084	0,2	0,90 6,08	34,64	30,57	27,25	13,62 57,11	5,94 40,23
Руда	1168	100	2,72	0,50	0,30	1,31	14,94	100	100	100	100	100

Примечание - в табл. 2 приведены данные по содержанию ценных компонентов и их извлечению в двух вариантах: верхняя цифра – расчетные данные, нижняя – фактические

цинка до 95,26%, свинца до 91,98%. Качество концентрата повышается: при использовании одного ПБ-1 вместо БКК: содержание цинка в концентрате составило 6,41%, свинца 3,33%; в сочетании с БКК содержание цинка в концентрате снижается до 4,03%, свинца до 2,19%.

Совместное применение новых реагентов (кроме ПБ-1) в сочетании с БКК (15+7,5 g/t) позволяет получить показатели, близкие к показателям с расходом одного БКК-50+25 g/t. Извлечение цинка составляет 96,09%, свинца-92,52%, золота-51,64 (факт), серы 95,09% (сравните 96,48; 92,85; 46,21; 95,69 с БКК 50+25 g/t соответственно). Выход концентрата при этом меньше 10,35% (против 13,82%), качество его выше: содержание цинка 4,34% (против 4,16%), свинца 2,34 (против 2,15%), золота 6,55 g/t (против 4,53 g/t) и серебра 99,23 g/t (против 76,67 g/t).

Во всех вариантах содержание золота в хвостах флотации оказалось менее 0,2 g/t, серебра около 0,5 g/t, что свидетельствует об эффективной флотации золота и серебра из пульпы. Однако во флотоконcentратах содержание золота не превышало 3-5 g/t. Фактическое извлечение золота в концентрат оказалось равным от 41% до 45%, серебра от 75% до 93%. Это является следствием осаждения тяжелых частиц свободного золота в мельницах и постели классификатора. Пробы исходной руды и постели классификатора обогащались на концентрационном столе. При гравитационном обогащении руды в концентрат извлекается 39,0% золота и 12,0% серебра. Концентрат стола содержал 77,0 g/t золота, 169 g/t серебра, 1,51% цинка и 2,62% свинца. Из постели классификатора извлекается 59,32% золота и 8,86% серебра при содержании в концентрате 3,3 kg/t золота и 826 g/t серебра.

Интересно, что цинк и свинец концентрируются преимущественно в промпродуктах (хвостах переотделения основного концентрата). Можно с уверенностью сказать, что на действующей фабрике необходимо предусмотреть цикл гравитационного обогащения руды для извлечения свободного золота.

На основании проведенных испытаний можно рекомендовать для флотации руды месторождения Чинарсай комбинированный режим, включающий загрузку сокращенного количества БКК на 70% от оптимального, нефтешлам и ПС в измельчение, СД-1, вспениватель Т-80 во флотацию. Испытания показали возможность использования некоторых реагентов (СД-1 и ПБ-1) для селективной флотации сульфидов цветных металлов.

Список литературы:

1. Попов Е.Л., Ахмедов Х., Хабибуллаева Г.Р. и др. Сравнительные испытания новых реагентов в полупромышленных условиях. Горный вестник Узбекистана, 2009, №4 (39), с.68-71.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ХЛОРИДОВОЗГОНКИ ЗОЛОТА ИЗ МАГНИТНОЙ ФРАКЦИИ

Нормуротов Р.И., аспирант кафедры металлургии цветных, редких и благородных металлов Национального исследовательского технологического университета «Московский институт стали и сплавов»; **Холикулов Д.Б.**, декан ХМФ НГГИ, канд. техн. наук; **Стрижко Л.С.**, зам. заведующего кафедрой металлургии цветных, редких и благородных металлов Национального исследовательского технологического университета «Московский институт стали и сплавов», докт. техн. наук., профессор

Одним из наиболее перспективных направлений развития и коренного усовершенствования металлургии цветных и благородных металлов, активно разрабатываемых в последнее время и способных решить задачу эффективной переработки различных видов сырья, является хлоридовозгоночный обжиг. Эффективность и перспективность этого метода извлечения ценных элементов из бедных, труднообогащаемых, особо упорных руд, промпродуктов обогащения, вторичного сырья и др. показана целым рядом исследований и процессов [1].

Сущность хлоридовозгоночного обжига заключается в образовании и отгонке в газовую фазу летучих хлоридов извлекаемых металлов, при взаимодействии содержащихся в сырье различных соединений последних с хлоринатором. При этом происходит превращение всех соединений извлекаемых металлов в один класс хлоридов, обладающих высоким давлением паров при температуре от 600°C до 1100°C, что позволяет осуществлять процесс без расплавления всей массы перерабатываемого сырья.

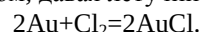
Извлечение металлов из хлоридов после их конденсации производится известными, освоенными промышленностью методами. Хлоридовозгоночный обжиг основан на избирательном хлорировании соединений цветных металлов с сохранением железа и вмещающих пород сырья в исходном состоянии и селективной отгонке хлоридов извлекаемых металлов. Определяющими параметрами являются свойства хлоридов, состав газовой фазы и температура обжига.

Хлорирование проводится или с помощью газообразного хлора, или хлоринаторов, в качестве которых используются различные хлориды – поваренная соль, карналлит, сильвинит, хлористый кальций и другие, а также пары соляной кислоты.

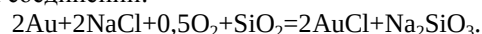
Хлоридовозгонка [2], так же как и окислительно-хлорирующий обжиг, заключается в том, что золотосодержащий продукт смешивают с хлористым натрием (или кальцием) и обжигают в окислительной атмосфере.

Однако в отличие от окислительно-хлорирующего обжига, хлоридовозгонка предусматривает полный перевод металлического золота в летучий хлорид AuCl и последующее улавливание его из газов в виде продукта, весьма концентрированного по металлу. Такой эффект достигается

лишь при высокой температуре, примерно от 900°C до 1100°C. Образующийся хлор вступает во взаимодействие с золотом, давая летучий AuCl:



В присутствии породообразующих минералов образование AuCl возможно и без участия сернистых соединений:



Одновременно с золотом хлорируются и переходят в газовую фазу серебро и цветные металлы. Хлоридовозгонка может осуществляться в трубчатых вращающихся печах, шахтных печах (после окомкования материала), а также в печах кипящего слоя.

Исследования проводились в лабораторном масштабе на порошкообразных и гранулированных материалах. Основным критерием степени протекания процесса служило остаточное содержание металла в огарках (рис. 1). Наиболее часто в качестве хлоринатора применялся Cl₂ (рис. 2). Исследована кинетика процесса при использовании Cl₂, HCl с воздухом и NaCl.

Из полученной зависимости видно, что содержание Au в огарке уменьшается по мере повышения температуры и продолжительности процесса, так при t=900°C и τ=80 min содержание Au в огарке близко к 10%.

При температурах от 900°C до 1000°C номинальная концентрация Cl₂ для извлечения Au от 70% до 80%, при концентрации Cl₂-100% степень извлечения Fe в газовую фазу составляет 10%.

Анализ полученных результатов показал, что наиболее полное извлечение Au (98,8%) достигается

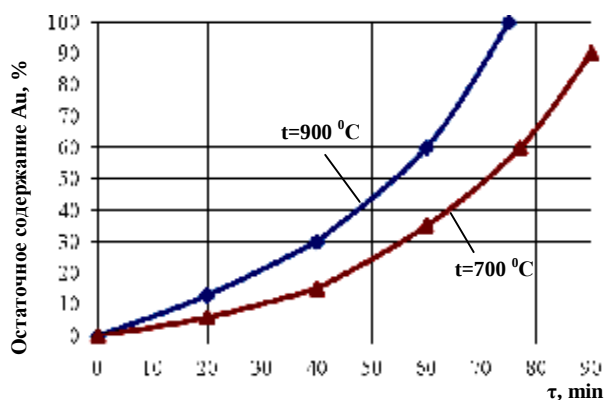


Рис. 1. Зависимость остаточного содержания Au в огарке при хлоридовозгонке от времени

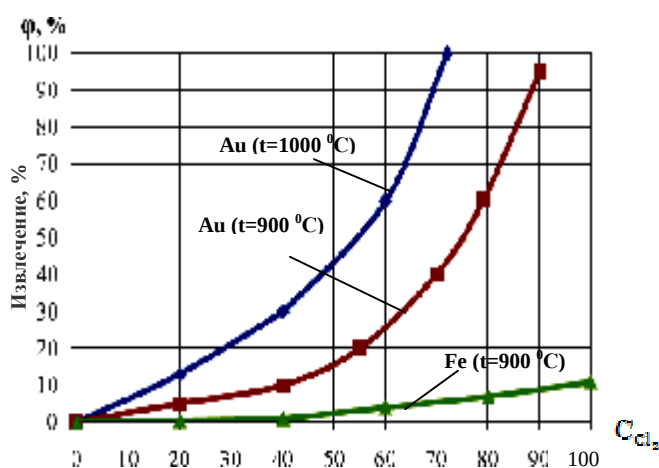


Рис. 2. Зависимость извлечения Au и Fe в газовую фазу от концентрации Cl_2

при осуществлении процесса в следующем режиме: $t=1000^{\circ}\text{C}$, концентрация $Cl_2=72\%$, продолжительность процесса- 2 h. Переход Fe в газовую фазу составляет всего лишь – 10%.

Тип хлоринатора оказывает существенное влияние на показатели процесса, его протекание и способ осуществления. Выбор хлорирующего агента определяется его химической активностью, физическими и эксплуатационными свойствами, стоимостью, способом осуществления обжига и регенерации хлоринатора, возможностями поставки. Наиболее часто, особенно на начальной стадии исследования и разработки процессов хлорной металлургии цветных металлов, использовали хлор и хлориды щелочных металлов.

Применение Cl_2 обусловлено большой реакционной способностью, широкой распространенностью как реагента в ряде металлургических производств и возможностью изучать собственно реакцию хлорирования металлов и их соединений, не осложненную побочными процессами. Твердые хлоринаторы отличаются доступностью, простотой эксплуатации, низкой ценой, хорошими вяжущими свойствами (что весьма существенно в процессах с грануляцией сырья) и возможностью относительно

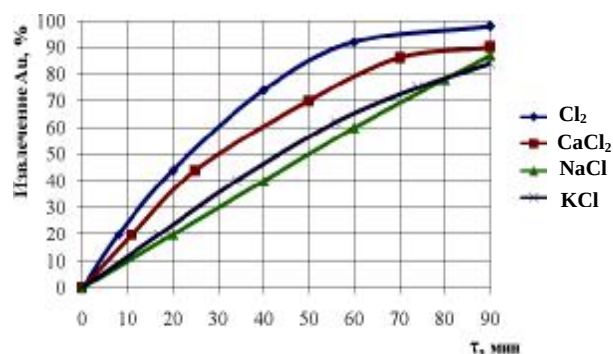


Рис. 3. Зависимость степени извлечения золота из МФ от времени хлоридовозгонки различными хлоринаторами, при $1050\text{ }^{\circ}\text{C}$

глубокой регенерации. Наиболее широко применяются хлориды Ca, Na, K в виде чистых солей и природных соединений, а также NH_4Cl , $FeCl_3$ и др. По убывающей активности, наиболее широко применяемые хлоринаторы образуют ряд: Cl_2 , HCl (при температуре более 800°C их активность практически одинакова), NH_4Cl , $CaCl_2$, NaCl, KCl, $MgCl_2$ (рис. 3).

Применение Cl_2 и HCl в процессе хлоридовозгоночного обжига возможно при любом способе его осуществления без ограничения содержания извлекаемых металлов в перерабатываемом сырье. Твердые хлоринаторы ($CaCl_2$, NaCl) могут быть использованы в основном для хлоридовозгоночного обжига относительно бедного по содержанию благородных металлов сырья (рис. 4) при осуществлении процесса в аппаратах с активным перемешиванием перерабатываемых материалов (печах кипящего слоя, трубчатых печах и др.).

Хлориды Na, Ca, K являются высококипящими веществами, давление их паров в условиях реальных процессов хлоридовозгоночного обжига мало: при 1000°C , $P_{CaCl_2} \sim 93,1\text{ Па}$, $P_{NaCl} \sim 1064\text{ Па}$. Установлено, что при хлоридовозгоночном обжиге происходит разложение твердых хлоринаторов, причем скорость его и состав выделяющихся продуктов определяются температурой, составом газовой фазы, примесями и гидродинамической обстановкой. Повышение концентрации этих компонентов газовой фазы значительно ускоряет разложение твердых хлоринаторов, полнота которого колеблется в пределах от 65% до 99%.

В работах [3, 4] показано однако, что компонентом, интенсифицирующим разложение хлоридов Na, Ca и K является не SO_2 , а SO_3 , образующийся в результате каталитического окисления первого O_2 в присутствии окислов Cu или Fe. Окислы Si, Fe также существенно ускоряют разложение твердых хлоринаторов.

Аналогично влияет на процесс повышение температуры. По убывающей скорости разложения твердые хлоринаторы образуют следующий ряд: NH_4Cl , $CaCl_2$, $MgCl_2$, NaCl, KCl- $MgCl_2$.

Создание оптимальных гидродинамических условий для разложения твердого хлоринатора, например, путем осуществления его в трубчатых печах повышает скорость процесса в 2-3 раза по сравнению с неподвижным слоем или позволяет снизить его температуру. Однако влияние гидродинамической обстановки на протекание процесса изучено явно недостаточно.

В зависимости от способа осуществления хлоридовозгоночного обжига возможны два основных механизма действия твердых хлоринаторов. При хлорировании зернистых материалов с отдельной подачей реагентов (хлоридовозгоночный обжиг в кипящем слое, сегрегационный обжиг) при температурах от 900°C до 1050°C в присутствии H_2O , O_2 и

SO₂, хлорирующим агентом являются газообразные продукты разложения хлоринаторов. При хлоридовозгоночном обжиге сырья, окатанного с хлоринатором, при температурах ~1000°C возможно непосредственное хлорирование расплавом хлоринатора из-за трудности диффузии компонентов газовой среды внутрь гранул [4]. В результате исследований установлено действие различных хлоринаторов на извлечение Au в процессе хлоридовозгонки (табл. 1).

С ростом содержания NaCl в хлорирующем агенте полнота отгонки Au и Ag падает, особенно из мелких частиц. Так отгонка Au из частиц размером 0,1-0,16 мм снижается ~ в 1,45 раза, а из частиц ≤0,074 мм - в 1,7÷1,8 раза. Процесс устойчиво протекает при температуре 950°C. Повышение избытка HCl с 1,1 до 1,5 существенно в окислительной среде для всех исследованных металлов и менее значимо в нейтральной. Сопоставление данных по влиянию типа хлоринатора на извлечение благородных металлов при хлоридовозгоночном обжиге показывает, что в аналогичных условиях NaCl является наименее активным хлоринатором.

Степень отгонки благородных металлов при применении CaCl₂ значительно выше и меньше зависит от размера частиц и времени пребывания их в зоне обжига, чем для NaCl. HCl обеспечивает при том же коэффициенте избытка более высокую степень извлечения из частиц всех размеров, чем CaCl₂.

Полученные результаты могут быть объяснены, как одной из причин, недостаточной скоростью разложения твердых хлоринаторов и, соответственно, более низкой концентрацией хлорирующего агента в газовой фазе, что особенно сильно проявляется при малой продолжительности обжига (рис. 5).

Проведение процесса хлоридовозгонки в трубчатой вращающейся печи несколько повысило степень разложения этих хлоринаторов вследствие улучшения гидродинамической обстановки процесса, сравнительно с осуществлением его в неподвижном слое. Степень разложения, рассчитанная по остаточному содержанию хлоридов Ca и Na в огарках после обжига (рис. 6), составила: для CaCl₂ – от 80% до 90% вместо от 65% до 67%, полученных при более жестких условиях (температура 1050°C, продолжительность обжига - 2 h); для NaCl- 60-70% вместо 55-59% (при содержании в газовой фазе до 10% сернистого газа). Полученные данные о большей эффективности CaCl₂ (по срав-

Хлоридовозгонка золотосодержащей МФ различными хлоринаторами

Хлорирующий агент	Содержание Au в исходном сырье, g/t	Основные режимные параметры				Результаты хлоридовозгонки	
		расход хлоринатора, % (Cl ₂ , kg/t)	t, °C	τ, h	расход воздуха или соотношение хлора и воздуха	содержание Au в остатке, g/t	извлечение Au, %
NaCl	20	5	1100-1050	2-3	5:10	0,25	98,3
CaCl ₂	20	5	1100-1050	2-3	5:10	0,3	97,8
NaCl+CaCl ₂	20	2,5 + 2,5	1100-1050	2-3	5:10	0,2	99,0
Cl ₂	20	50	900-1000	1-2	1:(30÷75)	0,25	98,2

* Избыток воздуха необходимого на реакцию разложения хлоридов натрия и кальция.

нению с NaCl) как хлоринатора в процессе хлоридовозгоночного обжига хорошо согласуются с литературными данными.

Результаты исследований показали целесообразность проведения дальнейших лабораторных и укрупненно-лабораторных исследований хлорид-

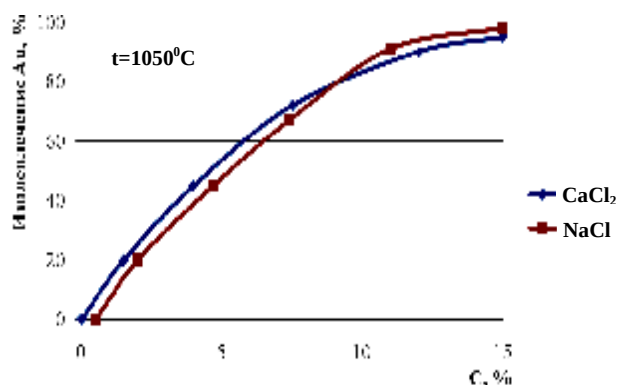


Рис. 4. Влияние концентрации хлоринатора на извлечение золота при хлоридовозгонке

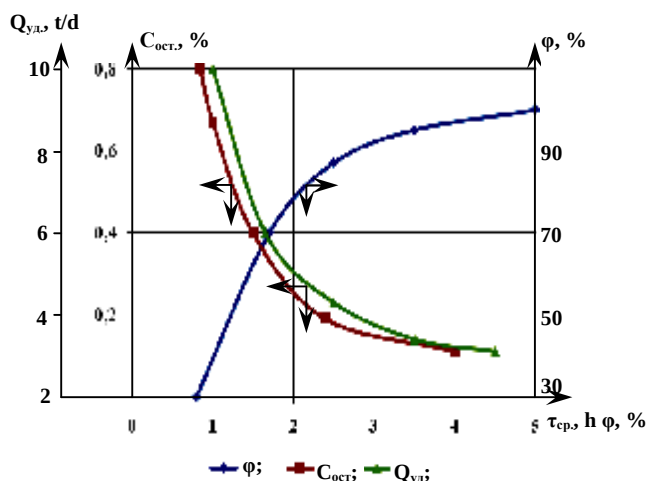


Рис. 5. Зависимость остаточного содержания золота в огарках (C_{ост}), степени отгонки золота (φ) и удельной производительности печи (Q_{уд}) от среднего времени пребывания (τ_{ср}) МФ в печи при хлоридовозгонке: Режим обжига: t=1000-1050°C; концентрация - HCl=5-6,5 %; O₂=3-5 %; H₂O=4-6 %; сырье – Au-содержащая МФ

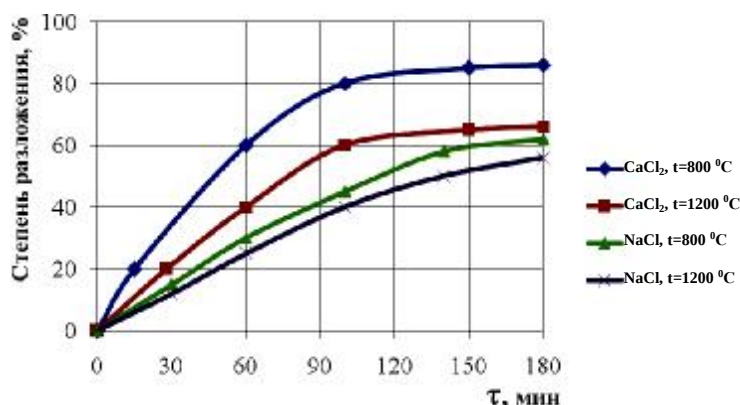


Рис. 6. Зависимость степени разложения хлоринатора от времени хлоридовозгонного обжига

шествии процесса в трубчатой печи.

Предложенный процесс хлоридовозгонного обжига МФ, по данным полупромышленных испытаний, протекает стабильно и легко управляется. Колебания температуры в зоне обжига не превышали $\pm 3\%$.

При обжиге МФ отклонения часовой производительности печи по сырью не превышали $\pm 10\%$ от среднего значения остаточного содержания в огарках золота - $\pm 12\%$, серебра - $\pm 15\%$ от средних значений 0,28 и 0,42% соответственно (табл. 2).

Выводы:

1. Анализ полученных результатов показал, что наиболее полное извлечение Au (98,8%) достигается при осуществлении процесса хлоридовозгонного обжига в следующем режиме: $t=1000^\circ\text{C}$, концентрация $\text{Cl}_2=72\%$, продолжительность процесса - 2 h. Переход Fe в газовую фазу составляет всего лишь - 10%.

2. С ростом содержания NaCl в хлорирующем агенте полнота отгонки Au и Ag падает, особенно из мелких частиц. Так отгонка Au из частиц размером 0,1-0,16 mm снижается ~ в 1,45 раза, а из частиц $\leq 0,074$ mm - в 1,7-1,8 раза.

3. В ходе укрупненно-лабораторных исследований хлоридовозгонного обжига МФ получены следующие результаты: остаточное содержание золота в огарке составляет 0,29 g/t (извлечение золота в газовую фазу - 97,6%), остаточное содержание серебра в огарке 0,43 g/t (извлечение серебра в газовую фазу - 97,2%), остаточное содержание железа в огарке 75,7

g/t (извлечение железа в газовую фазу - 7,2%), что доказывает рентабельность процесса.

Таблица 2

Основные режимы и показатели исследований хлоридовозгонного обжига МФ

Параметры	Ед. измерения	Металл	Au-содержащая МФ
Температура обжига	$^\circ\text{C}$		1020-1050
Газовая фаза:			Окислительная
HCl	%		6,9-7,1
H ₂ O	%		3-4
O ₂	%		6-9
Производительность по сырью	kg/h t/m ² ·сут		8 14-15
Расход воздуха	m ³ /h		6,4-6,6
Тип хлоринатора			CaCl ₂
Расход хлоринатора	kg/h		1,5
Среднее время пребывания в зоне обжига	h		1-1,2
Размер частиц	mm		$\leq 0,4$
C _н	g/t	Au	11,6-12,0
C _к	g/t		0,28-0,3
φ	%		97,6-97,5
C _н	g/t	Ag	15-15,2
C _к	g/t		0,42-0,45
φ	%		97,2-97
C _н	g/g	Fe	75,5-76
C _к	g/t		70-72
φ	%		7,2-5,2

Примечание - C_н, C_к – начальное и конечное содержание Me в исходном сырье и огарке; φ – степень извлечения в газовую фазу.

овозгонного обжига с применением в качестве хлоринатора HCl и CaCl₂ и необходимость специального изучения поведения последнего при осу-

Список литературы:

1. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. *Металлургия благородных металлов* //М.: МИСус. 2005 г., Кн. 1. 431 с., Кн. 2. 391 с.
2. Зырянов М.Н., Леонов С.Б. *Хлоридная металлургия золота* //М.: СП Интермет Инжиниринг. 1997 г., 288 с.
3. Зырянов М.Н. *Исследования в области хлоридной металлургии* //Сб. науч. тр.- Анализ, добыча и переработка полезных ископаемых. 1998 г., Иркутск.
4. Резник И.Д., Сорокина В.С. *Полупромышленные испытания хлоридовозгонки пиритных огарков и золотых концентратов* //Цветные металлы. 2004 г., №2, С. 63-66.

РЕЗУЛЬТАТЫ КУЧНОГО ЦИАНИРОВАНИЯ ОКИСЛЕННОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРОМЕЖУТОЧНОЕ

Ахмедов Х., зав. лабораторией обогащения ГП ИМР; **Акчурина Р.Х.**, ведущий инженер ГП ИМР, **Ходжиметова Н.С.**, инженер ГП ИМР; **Попов Е.Л.**, заведующий ОТПМС ГП ИМР, канд. техн. наук

Кучное выщелачивание (КВ), как высокорентабельный и экологически безопасный метод, прочно вошло в практику золотодобычи в США, Канаде, Австралии, ЮАР, КНР, Мексике, Чили, Португалии, России, Узбекистане и многих других стран. Внедрение технологии КВ идет очень быстро и весьма эффективно.

Переработка руды методом КВ включает следующие технологические операции: рудоподготовку, которая в зависимости от содержания золота, фильтрационных свойств, гранулометрического и минерального состава сырья может включать операции дробления, грохочения, шихтовки глинистых руд со скальными породами, окомкования мелких и тонкодисперсных фракций; выбор и подготовку площадки под КВ; подготовку гидроизоляционного основания (отсыпка глины, ее уплотнение, укладка полиэтиленовой пленки, отсыпка дренажного слоя, укладку коллекторов сбора продуктивных растворов); складирование руды в штабель (кучу); орошение рудного штабеля цианистыми растворами; собственно выщелачивание золота; дренаж растворов через кучу; накопление золотосодержащих растворов в емкости и их отстаивание; извлечение золота из растворов; плавку осадков; обезвреживание отработанных рудных штабелей; рекультивацию отвалов и нарушенных земель [1-5].

Многолетняя практика зарубежных предприятий КВ подтверждает их высокую технико-экономическую эффективность. По сравнению с традиционными фабричными технологиями КВ характеризуется низкими капитальными вложениями и эксплуатационными затратами, меньшим энерго- и водопотреблением, высокой производительностью труда.

Впервые в СНГ построены и введены в эксплуатацию установки КВ на месторождении Васильковское (Казахстан) в 1991 г. и в России на месторождении Майское в 1994 г. На установке КВ Васильковского ГОКа перерабатывают руды крупностью 300 мм с содержанием золота 2 г/т. На Майском месторождении выщелачиваемые руды с содержанием золота не менее 4 г/т предварительно подвергаются дроблению до крупности 20 мм. За три года эксплуатации установки КВ на Майском месторождении было добыто более 1 т золота.

В 1986 г. проведены опытно-промышленные испытания на рудах Куранахского рудного поля и

залежи Физкультурная-Холодная Алданского района Якутии. В 1997 г. запущена в эксплуатацию установка КВ в Сахсорской золоторудной зоне производительностью 300 тыс. т, в 1998 г. – на руде залежи Комсомольская, в 1999-2000 гг. на рудах Пекревского и Бальского месторождений [2].

Переработка методом КВ руд с повышенным содержанием глины и шламов, а также лежалых хвостов гравитационного и гравитационно-флотационного обогащения в связи с крайне медленной фильтрацией растворов нерентабельна. Данная проблема может быть решена путем предварительного окомкования выщелачиваемого материала. Основная цель окомкования заключается в получении пористого материала, устойчивого к механическому воздействию при его транспортировке и формировании кучи. При окомковании используют связующие: цемент, известь, отходы ряда производств и различные композиции на их основе [3].

По данным [4] проба руды, отобранная из зоны коры выветривания, подвержена интенсивным процессам окисления и шламообразования и представляет собой высокоглинистую минерализованную рудную массу охристого рыхлого состава. Основными минералами являются гидрооксиды железа и марганца, а также каолинит. Содержание золота и серебра в пробе составляет соответственно 2,2 и 78,2 г/т. При рудоподготовке мелкую фракцию (-10+0 мм) подвергали агломерации. Окатыши изготавливались в лабораторном чашевом грануляторе производительностью 5 кг/ч из шихты, состоящей из руды (фр. -10+0 мм), цемента (5 кг/т) и извести.

Окатыши обладают высокой пористостью и проницаемостью по отношению к цианидному раствору. После выщелачивания окатышей в течение 3 суток в раствор при расходе цианистого натрия 1,32 кг/т извлекается 80-82% золота. Выщелачивание золота из окатышей протекает более интенсивно, чем из руды. За 8 суток в раствор извлекается 80-85% металла при среднем содержании в нем 1,48 мг/л.

Установлено, что технология КВ обеспечивает высокое извлечение золота и серебра из руд коры выветривания данного месторождения; выщелачивание крупной и мелкой (предварительно окомкованной) фракции руды целесообразно проводить отдельно, учитывая значительное содержание глины в исходной руде. Рекомендуется кучи насыпать

небольшой высоты: из руды до 3 м, из окатышей - не более 1,2 м.

В работе ГП ИМР проведены испытания кучного цианирования на пробе золотосодержащей руды Янгиказганского месторождения (табл. 1-3, рис). Исследованные пробы руды относятся к типу окисленных золотосодержащих руд. Содержание золота в пробе 2,7 g/t, серебра - 2,3 g/t. Главные рудные минералы: самородное золото, оксиды, гидрооксиды (гетит, гематит, ярозит) и сульфиды железа (пирит). Нерудные в основном состоят из кварца, слюдяных и глинистых минералов.

Руду подвергали кучному цианированию на укрупненно-лабораторной установке в течение 96 суток. Извлечение золота на смолу составило 90%, серебра - 75,3%. Определены основные технологические показатели переработки руды методом кучного цианирования, составлен баланс золота по всей схеме, дано распределение золота и серебра по различным классам крупности, составлен баланс растворов, определены удельная производительность кучи по растворам, количество влаги, удерживаемой материалом штабеля, оптимальные значения продолжительности цикла и концентрации реагентов.

Расход реагентов по схеме составил (в g/t): цианистого натрия 753, едкого натра - 2110, смолы АМ-2Б - 5,2; гипохлорита кальция 194 (1140 g/m³). В результате проведенных испытаний сделан вывод о том, что исследуемые руды могут перерабатываться методом КВ с высокими показателями по извлечению золота.

В ГП ИМР было проведено кучное цианирование технологических проб № 3 и 4, отобранных на участке Алтынсай Алтын-Казганского рудного поля. Исследованные пробы руды относятся к типу окисленных золото-кварцевых. Содержание золота в пробах (в g/t): № 3 - 0,92; № 4 - 2,8. Рудные минералы представлены самородным золотом, гипергенными минералами и их минеральными смесями. Из нерудных минералов в руде присутствуют кварц, слюды, полевые шпаты. Из аксессуарных минералов встречаются минералы титана и турмалин. Главным промышленно-ценным компонентом руды является золото, представленное в основном самородными формами.

Пробы подвергались КВ на укрупненно-лабораторной установке в течение 89-121 суток. Извлечение золота на смолу составило из пробы №3 при крупности дробления 25-0 mm - 71,1%, серебра - 47,6%; из пробы №4 - золота 78,5% и серебра - 40,2%. Определены основные технологические показатели переработки руды методом КВ.

Расход реагентов по схеме (в kg/t): цианистого натрия 0,48-0,57; едкого натра - 0,93-0,98; гипохлорита кальция - 1,03-1,12. Руды, аналогичные по вещественному составу изученным пробам могут перерабатываться методом КВ с удовлетворительными показателями по извлечению золота.

Кроме того, также в ГП ИМР методом КВ исследовались две пробы руды месторождений Турбай (проба № 4а) и Балпантау (проба № 6а), дробленные до крупности 25-0 mm и 6-0 mm. Пробы руды относятся к типу окисленных золотосодержащих руд. Содержание золота в пробе № 4а - 1,5 g/t, серебра - 2,3 g/t; в пробе № 6а - 2,6 и 3,2 g/t соответственно.

Главными рудными минералами в пробах являются золото самородное, пирит, оксиды и гидрооксиды железа, в пробе № 4а - кроме того, пирротин. Нерудная часть проб представлена кварцем, кальцитом, слюдами, полевыми шпатами, хлоритом, сфеном, рутилом, лейкоксеном. Проба № 4а отличается наличием доломита, амфиболов, пироксенов, эпидота; проба № 6а - скородита, каолина.

Обе пробы были разделены на две части, одна из которых дробилась до крупности 25-0 mm, другая - до 6-0 mm. Подвергались кучному цианированию на укрупненно-лабораторной установке в течение 100 суток. Извлечение золота в раствор составило (в %): из пробы № 4а - 85,5 (-25+0 mm) и 85,2 (-6+0 mm); из пробы № 6а - 92,0 (-25+0 mm) и 93,1 (-6+0 mm); серебра - 75,0 и 71,9 (проба № 4а) и 42,1 и 47,7 (проба № 6а) соответственно.

Определены основные технологические показатели переработки руды методом кучного цианирования. Расход реагентов по схеме составил (в g/t): цианистого натрия - 819-1067; едкого натра - 1005-1604; жидкого стекла - 1109-4050; гипохлорита кальция - 274-405, смолы АМ-2Б - 5,2.

В настоящей работе приведены результаты КВ технологической пробы № 70 месторождения Про-

Таблица 1

Результаты цианирования исходной руды при различной крупности помола

Кл. -3 +0 mm		Кл. -0,25+0 mm		Кл. -0,1+0 mm		Кл. -0,074+0 mm		C _{NaCN} , %
Содерж. в хвост. циан. Au, g/t	Извлеч. в раствор Au, %	Содерж. в хвост. циан. Au, g/t	Извлеч. в раствор Au, %	Содерж. в хвост. циан. Au, g/t	Извлеч. в раствор Au, %	Содерж. в хвост. циан. Au, g/t	Извлеч. в раствор Au, %	
0,55	77,8	0,32	87	0,23	90,7	0,22	91	0,06
0,6	75,8	0,3	88	0,3	87,9	0,15	94	0,08
0,45	81,8	0,19	92,2	0,19	92,3	0,1	96	0,1

Примечание - содержание золота в средней пробе 2,48 g/t.

межуточное.

Результаты химического анализа средней пробы руды (в %): SiO_2 —58,8; Fe_2O_3 —4,5; FeO —1,8; TiO_2 —0,6; MnO —0,03; Al_2O_3 —12,6; CaO —7,9; MgO —1,0; Na_2O —2,5; K_2O —3,3; P_2O_5 —0,14; CO_2 —3,96; $\text{S}_{\text{общ}}$ —0,02; SO_3 —0,03; H_2O —0,92; ппп—6,5; Au —2,48 g/t; Ag —2,37 g/t.

Исследуемая проба руды относится к типу окисленных золотосодержащих руд. Содержание золота в средней пробе — 2,48 g/t.

Главные рудные минералы в пробе — золото самородное, оксиды и гидроксиды железа. Нерудная часть пробы представлена в основном кварцем, серицитом, полевыми шпатами. Промышленно-ценным компонентом руды является золото. Основное количество его представлено самородной формой. Золото тонкодисперсное и мелкое.

Концентраторами золота являются кварц, оксиды и гидроксиды железа, а также слюдистые минералы.

Согласно рациональному анализу цианируемое золото составляет 89,9% от общего содержания.

Для определения максимально возможного извлечения золота из исследуемых проб при цианировании были выполнены опыты на пробах крупностью -3+0 mm на бутылочном агитаторе конструкции ИРГИРЕД-МЕТ. Цианирование осуществлялось в открытых склянках емкостью 0,75 л. Навеску материала 100-200 g. помещали в склянку, заливали водным раствором цианистого натрия заданной концентрации, добавляли необходимые количества защитной щелочи и перемешивали в течение необходимого промежутка времени. Контроль за процессом осуществлялся определением концентрации цианистого натрия и защитной щелочи в пульпе. Концентрацию цианистого натрия в исходных растворах и в пульпе определяли титрованием раствора азотнокислого

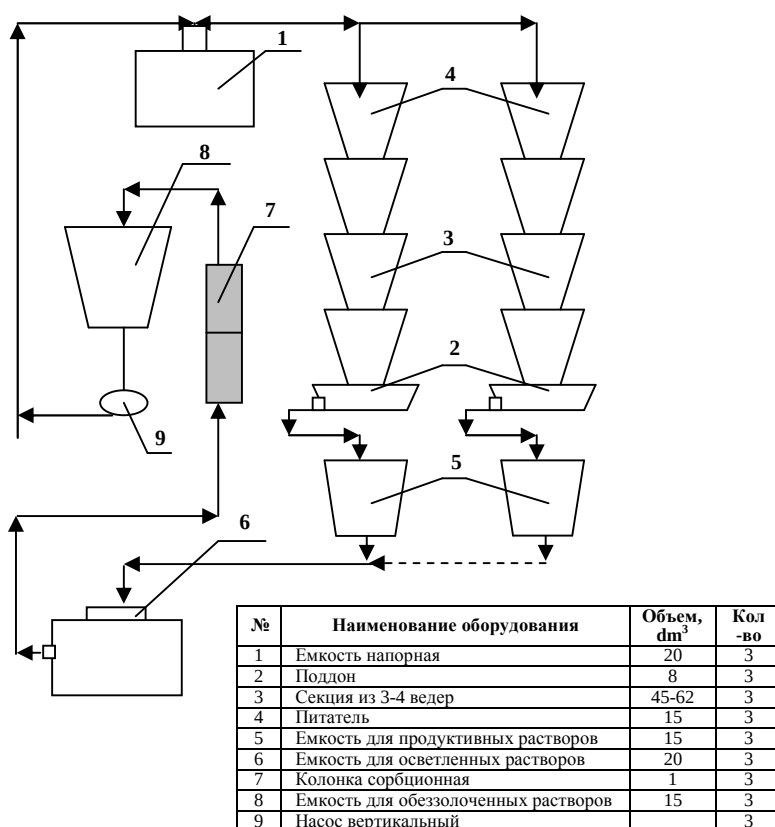


Рис. Схема цепи аппаратов кучного выщелачивания

серебра в присутствии одного из двух индикаторов: раствора Файгля или йодистого калия. Последний применялся в том случае, если необходимо было последующее после определения концентрации цианистого натрия определение концентрации защитной щелочи. Пульпа подкреплялась до требуемой концентрации цианида и извести по мере их расхода. Концентрация цианистого натрия варьировалась в пределах 0,06-0,1%; концентрация защитной щелочи (по CaO) поддерживалась постоянной — 0,02%. Постоянные условия: отношение Ж:Т=2:1, C_{CaO} —0,02% и продолжительность выщелачивания 24 h. Результаты опытов по цианированию руды при различной крупности измельчения приведены в

Таблица 2

Результаты кучного цианирования руды

Класс крупности, mm	Выход, %		Содержание золота, g/t		Распределение золота после цианирования, %	Потери в твердом от класса, %	Извлечение золота на смолу, в раствор, %
	до цианиров.	после цианир.	до циан.	после циан.			
-25+15	16,25	19,57	2,24	1,24	53,0	44,64	55,36
-15+6	26,35	26,69	1,72	0,47	27,4	27,33	72,67
-6+3	8,3	11,4	0,96	0,23	5,73	23,96	76,04
-3+1	38,27	37,37	1,55	0,15	12,24	9,68	90,32
-1+0	10,83	4,97	3,01	0,15	1,63	4,98	95,02
Руда -25+0	100	100	1,82	0,46	100,0	74,73	74,73
-6+3	24,2	36,9	2,12	0,29	37,17	13,68	86,32
-3+1	60,73	57,5	1,85	0,3	59,92	16,22	83,78
-1+0	15,07	5,6	3,54	0,15	2,91	4,24	95,76
Руда -6+0	100	100	2,17	0,29	100	13,36	86,64

Таблица 3

Основные технико-экономические показатели переработки руд кучным цианированием

Наименование показателей	Ед. изм.	Показатели	
		Класс крупности, мм	
		-25+0	-6+0
Содержание основных компонентов в руде:			
Золота	g/t	1,82	2,17
Вредных примесей:			
мышьяка	%	-	-
глинозема	%	12,6	12,6
Масса пробы, взятая для испытаний	kg	55,4	62,9
Удельная масса руды	kg/m ³	2700	2740
Насыпная удельная объемная масса руды	kg/m ³	1620	1680
Естественная влажность руды	%	1,2	1,3
Выход рудной мелочи, подлежащей окомкованию	%	10,83	15,07
Удельный расход растворов на орошение кучи (суточный объем растворов, отнесенный к ед. площади поверхности кучи)	l/m ²	7,87	8,61
Удельный расход воды по схеме	m ³ /t	11,2	10,75
в т.ч. свежей	m ³ /t	1,12	1,08
% от общего расхода	%	10	10
оборотной	m ³ /t	10,08	9,67
% от общего расхода	%	90,0	90,0
Удельная производительность кучи по растворам (часовой объем растворов, отнесенный к ед. объема кучи)	h ⁻¹	0,00063	0,00063
Содержание влаги, удерживаемый материалом штабеля	%	35,6	42,8
Потери воды на испарение	m ³ /t	0,28	0,27
Продолжительность цианирования кучи	d	119	119
Концентрация цианистого натрия:			
начальная	%	0,05	0,05
конечная	%	0,035	0,03
pH выщелачивающих растворов		10-11	10-11
Содержание золота в продуктивных растворах:			
в начале процесса	mg/l	8,4	7,28
в конце процесса	mg/l	0,45	0,5
Среднее содержание золота в обеззолоченных растворах	mg/l	0,03	0,044
Загрузка смолы	dm ³ /t	0,2	0,2
	g	66	66
Необходимое время сорбции	d	61	61
Необходимое количество ступеней сорбции	шт.	2	2
Сорбционная емкость смолы в период испытания	mg/t	5,4	5,6
Извлечение золота в раствор	%	74,73	86,64
Извлечение золота на смолу из раствора	%	98,6	98,8
Расход реагентов:			
цемента на окомкование кл. -1+0 мм	g/t	541,5	753,5
едкого натра на выщелачивание	g/t	4964	4372
цианистого натрия	g/t	505,4	510,3
гипохлорита кальция на обезвреживание	g/t	1047	1204
смолы АМ-2Б на сорбцию золота	g/t	15,0	13,2

табл. 1. Руда не является сорбционно-активной.

Укрупненно-лабораторная установка для определения параметров КВ состояла из 3-4 х полихлорвиниловых ведер (емкостью 15,4 dm³ и с площадью верхней части 0,066 m²), имеющих перфорированные днища, поддоны, приемные емкости для осветления продуктивных растворов и сорбционных колонок (рис.).

Технологическая проба была разделена на три части, одна из которых дробилась до крупности – 5+0 мм (КВП-1), другая до –6+0 мм (КВП-2) и

подвергалась кучному цианированию на укрупненно-лабораторной установке в течение 119 суток. Результаты извлечения золота по классам крупности приведены в табл. 2.

Перед формированием кучи – заполнением ведер рудой – проводились подготовительные работы. Проба крупностью 25-0 мм подвергалась ситовому анализу по классам –25+15 мм; –15+6 мм; –6+3 мм; –3+1 и –1+0 мм. От каждого класса были отобраны пробы на химический анализ. Класс крупности – 1+0 мм подвергали грануляции с использованием цемента из расчета 5 kg/t в качестве связующего.

Примерно половина пробы додрабливалась до 6 мм и рассеивалась на классы –6+3 мм, –3+1 мм и –1+0 мм. Так же, как и в первом варианте, от каждого класса отбирались пробы для определения в них содержания золота. Мелкий класс –1+0 мм подвергался грануляции с добавлением цемента из расчета 5 kg/t и последующей подсушкой.

Затем ведра заполнялись попеременно материалом пробы, начиная с мелкого класса.

Как видно из табл. 2, извлечение золота в раствор составило (в %): из КВП-1 – 74,73; КВП-2 – 86,64. Следует отметить, что выход классов различной крупности в ходе выщелачивания изменяется. Лучше всего цианируется класс –1+0 мм: извлечение золота из него для руды различной крупности варьирует в пределах 95,02-95,76%.

Самый крупный класс –25+15 мм цианируется значительно хуже (извлечение в раствор 55,36%).

Определены основные технологические показатели переработки проб руды методом кучного цианирования, составлен баланс золота по схеме, баланс растворов, дано распределение золота по различным классам крупности, определены удельная производительность кучи по растворам, концентрация и расход

реагентов (табл. 3).

Расход реагентов по схеме составил (в g/t): цианистого натрия – 505,4-510,3; едкого натра – 4964-4372; цемента – 541,5-753,5; гипохлорита кальция – 1047-1204; смолы АМ-2Б – 13,2-15.

Выполнены химические анализы продуктивных и обеззолоченных растворов, сточных вод. Установлен режим обезвреживания кучи и отвальных растворов.

В результате проведенных испытаний установ-

лено, что руды, аналогичные по вещественному и гранулометрическому составу изученным пробам, могут перерабатываться методом кучного цианирования с высокими показателями по извлечению золота.

Из-за высокого содержания глинистых веществ возможны затруднения при фильтрации продуктивных растворов. Предлагается для окомкования ис-

пользовать цемент, расход которого может составить 5-7,5 kg/t класса -1+0 mm, или 541,5 и 753,5 g/t руды.

Для реализации в промышленности на основании проведенных испытаний рекомендуется крупность дробления исходной руды до 6 mm, при которой обеспечивается хорошая фильтруемость кучи при достаточно высоком извлечении золота - 86,64%.

Список литературы:

1. Хабиров В.В., Забельский В.К., Воробьев А.Е. *Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья*, М., 1994, 272с.
2. Минеев Г.Г., Синакевич А.С., Строганов Г.А. *Промышленные испытания технологии кучного выщелачивания бедных песчано-глинистых руд. Цветные металлы*, 1977, №7. с.77-80.
3. Дементьев В.Е., Татаринов А.П., Гудков С.С. *Основные аспекты технологии кучного выщелачивания золотосодержащего сырья. Горный журнал*, №5, 2001, с.53-55.
4. Сычева М.Н., Горенков Н.Л., Турлычкин В.М. *Извлечение золота методом кучного выщелачивания из высокоглинистых кор выветривания. Горный журнал*, №5, 2001, с.59-60.
5. Коростышевский Н.Б., Грабовский А.И., Рыбальченко А.А. и др. *Методика исследования забалансовых золотосодержащих руд для переработки их процессом кучного выщелачивания. Труды ЦНИГРИ, вып.139, «Обогащение и металлургическая обработка руд благородных и цветных металлов», М., 1978, с. 19-23.*

УДК 622.7

© Санакулов К.С., Батыров Б.Б., Пак В.В. 2010 г.

ОБЗОР СПОСОБОВ ВЫДЕЛЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ УПОРНЫХ РУД

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Батыров Б.Б.**, генеральный директор ОАО «Навоийазот»; **Пак В.В.**, главный инженер ОАО «Навоийазот»

Важнейшей задачей цветной металлургии является эффективное использование минерального сырья – повышение комплексности и полноты извлечения всех ценных компонентов. Решение этой задачи возможно путем разработки новых и усовершенствования известных технологических процессов.

Извлечение благородных металлов из технологических упорных руд, не поддающихся обработке общепринятыми в практике методами, имеет особое значение, так как истощаются запасы окисленных руд, и возникает необходимость увеличения объемов переработки первичных золотосодержащих руд. Первичные золотосодержащие руды по своему минеральному составу и текстурно-структурным, а также геохимическим характеристикам относятся к категории упорного минерального сырья.

Микро-включения сульфидов в зависимости от степени метаморфизованности руд входят в поликристаллическую основу арсенопирита и пирита, либо находятся на поверхности зерен кристаллов этих минералов. Данные примеси представляют собой тонкие и сверхтонкие агрегаты, которые заполняют межзерновые пространства рудных и нерудных минералов, цементируют и замещают зерна пирита, арсенопирита и образуют микровключения в сульфиды. В состав этих микровключений входят в основном субдисперсное золото и сульфосоли серебра, извлечение которых в настоящее время очень актуально.

Решением проблем переработки упорного минерального сырья, содержащего благородные металлы,

занимаются во многих странах мира и в том числе в Узбекистане. На месторождениях Кокпатас и Даугызтау присутствуют три типа руд – окисленные, смешанные (переходящие) и первичные. Первичные руды относятся к упорным сульфидным золотомышьяковистым рудам.

В целях отработки первичных руд на ГМЗ-3 НГМК разработана, спроектирована и введена в эксплуатацию технологическая схема переработки первичных упорных сульфидных золотомышьяковистых руд.

В технологическом процессе приняты следующие решения – дробление, измельчение, флотация с последующим биологическим окислением сульфидного, золотомышьяковистого флотоконцентрата и дальнейшей переработкой биокека по технологии сорбционного цианирования. При этом необходимо отметить, что содержащая сера сульфидная, оставшаяся после биоокисления, оказывает отрицательное влияние в процессе сорбционного цианирования, образуя в дальнейшем роданиды и увеличивая расход цианида. Как следствие, образование роданида резко снижает сорбционные способности применяемой в технологическом процессе ионообменной смолы и, в свою очередь, снижает емкость смолы по золоту.

Проведенные исследования показывают, что при взаимодействии в пульпе цианистого натрия с серосодержащими компонентами растворенных в воде сульфидов образуется роданид натрия через полисульфиды по реакции [1]:

$\text{Na}_2\text{S} + n\text{S} \rightarrow \text{Na}_2\text{S}_{n+1}$ – полисульфид натрия.

$\text{Na}_2\text{S}_{n+1} + \text{NaCN} \rightarrow \text{NaSCN} + \text{Na}_2\text{S}_n$,

где S – свободная сера.

Na_2S – принят в виде примера. Обычно это любой растворимый в воде сульфид.

Натрий аурумцианистая соль $\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]$ по реакции [2]:

$8\text{NaCN} + 4\text{Au} + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow 4\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2] + 4\text{NaOH}$.

Этот комплексный цианид золота – одно из самых устойчивых соединений этого элемента (константа нестойкости равна $5 \cdot 10^{-39}$).

На образовании этого соединения основан способ извлечения золота из руд. Разрушение цианистых растворов, содержащих соединения $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$, трудно осуществимо. Установлено [2], что для полного разрушения иона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ и превращения его в комплексный хлорид требуется не менее 12-кратного выпаривания с азотной и соляной кислотами.

Анион $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ может быть также разрушен обработкой бромной водой в щелочной среде или при кипячении с KClO_3 в присутствии азотной кислоты. Сероводород осаждает из цианистого раствора Au_2S [2].

Кислота $\text{H}[\text{Au}(\text{CN})_2]$ экстрагируется из сернокислых растворов изоамиловым спиртом.

Комплексные цианистые соли золота хорошо растворимы в воде. Однако возможно образование натриевой соли роданистого золота $[\text{Au}(\text{SCN})_2]^-$ нерастворимой в воде [2] и нерастворимого AuSCN [3], образование которых может служить причиной снижения выхода золота.

Кроме этого, слабые растворы роданистоводородной кислоты по своей силе близки к растворам соляной кислоты [4].

Синильная кислота является одной из самых слабых кислот. Соответственно при цианировании пульпы, содержащей серу и сульфиды, цианистый натрий будет расходоваться на образование роданидов в первую очередь, нежели на образование цианистого комплекса одновалентного золота. При высоком содержании растворенного роданида в соотношении 1:10, 1:100 сорбционная способность анионита по золоту резко снижается.

Возможность разложения растворимых в воде роданидов заключается в переводе роданистого соединения в роданистоводородную кислоту по реакции: $2\text{NaSCN} + \text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow 2\text{HSCN} + \text{Na}_2\text{SO}_4$ с последующей экстракцией кислоты диизопропиловым эфиром.

На этом принципе основана работа очистки растворов роданистого натрия от органических примесей диизопропиловым эфиром [5].

Растворы роданистоводородной кислоты в воде относительно устойчивы при содержании ее в воде до 4–5% массовой доли.

При концентрации в воде выше 5% происходит ее разложение [6]:

По силе в разбавленных водных растворах она приближается к соляной кислоте.

При малых концентрациях роданистоводородной кислоты в водном растворе последняя может быть разложена кипячением [7]:

$2\text{HSCN} + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{CO}_2 + \text{CS}_2 + 2\text{NH}_3$,

$\text{HSCN} + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{CO}_2 + \text{H}_2\text{S} + \text{NH}_3$,

$2\text{HSCN} \rightarrow 2\text{HCN} + \text{S}_2$.

Однако продукты разложения при увеличении $p\text{H} \geq 8-9$ могут снова превратиться в ее соль – роданид.

Таким образом, для предотвращения образования растворимых соединений-роданидов при цианировании пульпы необходима предварительная очистка руд от сернистых веществ – сульфидов и свободной (самородной) серы.

До конца 80-х гг. XX века для снижения содержания серы и ее соединений перед цианированием руды подвергали обжигу.

Для этого руду, особенно мышьяковистый пирит, обжигали при температуре 490–690–750°C в течение 4–6 часов. Образовавшийся при этом газ SO_2 уходил в атмосферу. 45% находящегося в руде пирита переходило в огарок. Остальные 55% мышьяка в виде As_2O_3 также уходило в атмосферу [8–11]. С 1984 г., а позже в 90-х гг. стали появляться работы по поиску новых экологически безопасных методов обессеривания.

Проведены работы по окислению азотной кислотой [12] и селективному окислению золота и сульфидных минералов в слабощелочных растворах гипохлорита натрия [13]. Авторами показано, что скорость окислительных реакций при использовании озоновой смеси с воздухом, содержащей 18 g/m^3 озона, возрастает более чем в два раза [14].

В щелочной среде – щелочное окислительное выщелачивание золотосодержащих арсенопиритовых руд.

Арсенопиритовая руда, измельченная до крупности 35–400 меш.

Состав руды (%): мышьяк As-28,2; железо Fe-25,3; общая сера S-19,9; сурьма Sb-1,0; благородные металлы, g/t руды: золото Au – 49,6; серебро Ag – 170,5.

Оптимальные условия: автоклавное выщелачивание – температура 100°C, давление кислорода 2,8 kgs/cm^2 , концентрация едкого натрия 2 $\text{mol/dm}^3=80\text{ g/l}$, содержание твердой фазы в пульпе – 10% [15], время обработки – 4 h. Извлечение золота Au – 76%. Кроме этого, извлекается более 90% мышьяка As.

Исследованиями доказано, что эффективность извлечения зависит от температуры, давления кислорода, от этих же факторов зависит и разложение сульфидов [16].

То же самое описание автоклавного окисления показано и в источнике [17]. Здесь изучен процесс обработки пиритных и арсенопиритных Au-концентратов с различным отношением S:As.

Рассмотрим процесс переработки золотоносного месторождения Тундра на северо-западе Канады [18]. Исходную руду, содержащую 9 g/t Au, обога-

щают флотацией с получением концентратов: богатых – 150 g/t Au и 50 g/t Ag, процент извлечения Au – 90,7%; бедных – 37,5 g/t Au и 12,5 g/t Ag, процент извлечения Au – 95,8%.

Концентраты перед последующим цианированием обрабатываются одним из 3-х способов:

1. Окисление кислородом при давлении 2,4 atm и температуре 190°C в течение 1 h.

2. Биоокисление при pH 1-2 (с добавлением H_2SO_4) и температуре 35°C в течение 120-230 h.

3. Прокаливание в 2 стадии при температуре 496°C.

Последующее цианирование производят при pH 10,5 раствором NaCN 0,5 g/l. Наиболее дешевым (118 долларов за 1 унцию) является прокаливание богатого концентрата. Низкосортные пиритовые тугоплавкие концентраты перед цианированием обрабатываются в автоклавах кислородом в кислой среде под давлением [19].

Применение биологического окисления руд позволяет проводить процессы под атмосферным давлением и при обычных температурах, перерабатывать низкосортные руды, а также снизить загрязнение окружающей среды [20]. Биологическое окисление руд используется в ЮАР, Бразилии, Австралии, США, России, Узбекистане и др.

Рассмотрим типы культур бактерий: хемолитотрофные, окисляющие серу и железо перед извлечением золота цианидными или тиомочевинными растворами [20]; гетеротрофные, растворяющие оксидные минералы [20]; *Ac Ferroxidans*, которые применяются для повышения полноты извлечения золота из трудновскрываемых руд [21].

Впервые работы по использованию гетеротрофных бактерий для извлечения золота были проведены в г. Ташкенте [22].

Для окисления золотосодержащего пирита и арсенопирита применяют смешанные культуры умеренно-термофильной бактерии. Эти бактерии катализируют окисление и солибилизацию сульфидного материала.

В результате повышается эффективность извлечения золота с 10-40% до 90-100% [23].

В работе [24] экономическим анализом доказано преимущество бактериологического окисления перед обжигом, хотя работа [18] показывает другой результат.

При всех преимуществах биологическое окисление имеет один недостаток. Это трудность перевода станций биологического окисления на повышенный режим работы при увеличении содержания серы и сульфидов. При этом количество поступающей серы в перерабатываемой руде больше, чем может перерабатывать биостанция. Вероятно, это обстоятельство стимулировало проведение работ по совмещению методов окисления и цианирования руд. В ряде случаев для вывода серы и сульфидов проводится несколько методов [18] или делается дополнительное окисление при цианировании.

Совмещение процессов окисления и цианирова-

ния было применено при обогащении золотосодержащих руд месторождения Начане [24]. Пробу весом 44 g растворяли в течение 48 h в 800 ml 0,25%-ного раствора цианистого калия с добавками 0,42 g окиси кальция и 2,5 g перекиси водорода при pH раствора 10,1-10,4. Класс крупности частиц руды – 0,1 mm. Извлечение золота достигло 99,75% от количества находящегося в исходной руде.

Запатентован способ извлечения золота и серебра из комплексных тугоплавких сульфидных руд посредством цианирования и окисления пероксидом кальция [25].

Предложен способ усовершенствования регенерации благородных металлов из комплексных тугоплавких руд, содержащих серебро в минералах полибазите, пирсците, пиритогените, тетраэдрите и аргентите, содержащих комплексные сульфиды серебра.

Способ, основанный на выщелачивании цианидом натрия, отличается экономичностью и обеспечивает восстановление серебра в дополнение к золоту.

Предварительные обработки, как например, обжиг, кислотное выщелачивание под давлением и биологическое выщелачивание являются капиталоемкими. С целью устранения этого недостатка предложено применять для выщелачивания пероксид щелочного или щелочно-земельного металла в виде добавки в количестве от 0,1 до 5 kg/t. Предпочтительно использовать пероксид кальция, который более устойчив, потребляет меньше цианида, прост в применении и контроле, а также усиливает процесс и увеличивает степень извлечения серебра за счет усовершенствования кинетики выщелачивания.

Способы окисления кислородом и другими реактивами дорогостоящие. Поэтому, с целью снижения затрат при переработке руд с повышенным содержанием серы, в дополнение к биологическому окислению был найден экологически чистый способ обессеривания руды путем обжига в присутствии $Ca(OH)_2$.

Разработан процесс извлечения золота из огнеупорных сульфидных руд путем смешивания пиритовых и арсениковых руд с гидроксидом кальция и последующего обжига смеси при температуре 550-750°C [26].

Гидроксид кальция обеспечивает извлечение из руды более 99,9% мышьяка и 98% серы. Процесс является конкурентоспособным с точки зрения энергетических затрат и протекает достаточно быстро. Использование тиомочевины устраняет эти недостатки [27].

Проведение процесса в кислой среде в присутствии серной кислоты даёт возможность отделять сульфиды при использовании таких руд как арсенопирит, реальгар, а также различных теллуридов для случая медных руд исключает потерю меди за счет цианидного комплексообразования. Используемый окислитель Fe^{+3} , как правило, присутствует в исходной руде.

В работе [28] приведена концентрация тиомочевины в рабочих растворах по отношению к рабочим

растворам цианида натрия. 150 ml раствора на 50 g руды, pH раствора тиомочевины равно 1,0. До нужной величины pH доводится раствором серной кислоты. Эффективность раствора тиомочевины с концентрацией 20 g/l по извлечению золота равна эффективности раствора цианистого натрия с концентрацией 2 g/l и величиной pH 11. Добавка перекиси водорода к растворам цианида в случае некоторых руд повышает степень извлечения золота и серебра.

Относительно концентрации тиомочевины в растворах для выщелачивания золота приводятся различные сведения.

Например, при извлечении золота из огарков после обжига раствор содержит 40 g/l тиомочевины и 150 g/l серной кислоты [8].

При сорбционном тиомочевинном выщелачивании с активным углем и смолой десорбцию золота с активированного угля проводили раствором тиомочевины 100 g/l и серной кислоты 90 g/l при 20°C [29].

Следует отметить, что окислительно-восстановительная реакция по отношению как к иону Fe^{+3} , так и по отношению к тиомочевине является реакцией первого порядка [30].

Реакция растворения золота по отношению к ионам Fe^{+3} H_2SO_4 имеет нулевой, а по отношению к тиомочевине - первый порядок [31].

Введение в раствор угля (вероятно, активированного) в количестве 1,8 g на 500 cm^3 раствора ускоряет растворение золота и серебра [32].

Установлено, что образование роданида натрия при цианировании водной пульпы руды происходит в присутствии свободной серы и водорастворимых сульфидов. Образующиеся соединения $Na[Au(SCN)_2]$ и $AuSCN$ выпадают в осадок.

Существует возможность разложения роданида созданием кислой среды и последующей температурной обработкой пульпы. Далее необходимо вновь повысить pH пульпы до 10,5-11,0.

Наличие свободной серы и водорастворимых сульфидов в пульпе объясняется недостаточной работой станции биологического окисления руды из-за слишком большого количества серы и сульфидов. Ранее применялся обжиг руды, но он экологически вреден.

Существуют химические способы обессеривания окислением руды: обработка азотной кислотой, гипохлоритом натрия, автоклавное окисление кислородом, совместное проведение в пульпе реакций цианирования и окисления пероксидами; обжиг руды в присутствии гидроксида кальция, который связывает серу и соединения мышьяка, находящиеся в руде. Наконец, для переработки руды с большим количеством серы и сульфидов для извлечения золота применяется тиомочевина.

Приведенные материалы показывают, что производительность станций биологического окисления серы и сульфидных соединений в руде необходимо привести в соответствие с их концентрацией в руде.

Избыток руды (то есть сернистые соединения в ней) подвергнут следующим обработкам: обессери-

ванию руды путем обжига с применением добавки в руду гидроксида кальция; цианированию с применением пероксида кальция; извлечению золота кислым раствором тиомочевины.

Для разложения роданида в пульпе после цианирования или для предотвращения его образования необходимо провести следующие эксперименты, отдельные результаты которых для специалистов НГМК могут быть полезными:

- разложение роданистого натрия в пульпе после цианирования подкислением и последующей температурной обработкой и доведения pH пульпы вновь до 10,5-11,0;

- совместное проведение процессов цианирования и окисления руды в пульпе с добавкой пероксидов совместно с вводом раствора натрия цианистого;

- предварительное окисление руды в пульпе перед цианированием азотной кислотой и перекисью водорода;

- обессеривание руды путем обжига пульпы с добавкой гидроксида кальция в муфельной печи.

Анализируемую пробу прокипятили в хлорной кислоте. Соотношение хлорной кислоты $HClO_4$ и воды в растворе было 2:1. В дальнейшем пульпа была проанализирована в лаборатории физико-химических методов исследований на наличие металлов атомно-абсорбционным методом на спектрофотометре Сатурн.

После кипячения, в течение 4 часов, был отделен не растворившийся осадок в количестве 9,1% массовой доли от общего количества. Полученный раствор проанализирован на присутствие в нем элементов (табл. 1).

Отдельно был определен состав жидкой и твердой фаз (фильтрат и осадок).

Фильтрат и осадок анализировали на присутствие в них серосодержащих соединений в виде: ионов SO_4^{2-} , растворимых в воде сульфидов в пересчете на H_2S , и свободной (самородной) серы S (табл. 2).

В табл. 3 приведены сопроводительные данные к доставленной пульпе в пересчете на твердую породу.

Разложение образовавшегося роданида, снижение количества иона SCN^- при синтезе $Na[Au(CN)_2]$.

Предотвращение синтеза роданистого натрия путем ввода добавок перекиси и пероксида при цианировании.

Эту серию экспериментов проводили следующим образом.

Тщательно размешанную пробу пульпы весом 300 g доводили до pH 10,5-11,0 добавлением раствора гидроксида натрия с массовой долей 20%, затем вносили добавку перекиси водорода в количестве 1% от массы пробы (проба № 2).

Добавку перекиси водорода 1% от массы пробы и добавку суспензии 23,0%-ного гидроксида кальция в количестве 50 ml. В эту же пробу внесли добавку пероксида натрия в количестве 1 g 100%-ного вещества или 0,33% от веса исходной пробы (проба № 3).

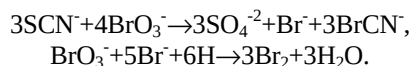
Проба № 1 была контрольной. В эту пробу перед цианированием никаких добавок не вводили.

Во все три пробы ввели по 1 ml 25%-ного раство-

ра цианистого натрия из расчета создания концентрации NaCN в пробе 1 г/л.

Через четыре часа пробы были проанализированы на содержание иона SCN^- бромид-броматным методом [33].

Принцип метода основан на окислении броматом калия:



В кислых растворах бромат-ион реагирует с бромид-ионом, образуя бром, который в точке эквивалентности приводит к изменению окраски раствора с индикатором метиловым оранжевым - от розовой до желтой.

Результаты титрования были следующими.

Содержание натрия роданистого в пробах, мг/л:

Проба № 1 – контрольная – 4189,2;

Проба № 2 – с добавкой 1% по весу H_2O_2 – 1945,6;

Проба № 3 – с добавкой 1% по весу H_2O_2 и 0,33% Na_2O_2 , 50 ml 23,9%-ного гидроксида кальция – 3243,2.

Предварительный расчет показал, что если бы весь внесенный в пробу цианистый натрий прореагировал бы с серой и сульфидами, то содержание роданистого натрия было бы 462,9 mg в пробе весом 300 g или объемом 280 ml или $\frac{462,9}{0,28} = 1653,2 \text{ mg/l}$.

Исходя из этих цифр, можно предположить, что в пробах № 2 и № 3 роданида образовалось меньше, чем в контрольной пробе. Абсолютное количество натрия роданистого по этой методике определить не представилось возможным, поскольку с бромом реагирует и элемент Au. Можно только считать, что мы снизили количество образовавшегося натрия роданистого при вводе в пробу перекиси и пероксида натрия.

Кроме этого, было замечено, что при вводе перекиси в пробу № 2 и особенно после ввода добавки натрия цианистого наблюдалось сильное вспенивание пробы, чего не наблюдалось в пробе № 3, куда была введена добавка гидроксида кальция.

Во всех трех пробах проверяли наличие ионов CN^- индикатором – 10%-ным раствором FeSO_4 .

Качественная проверка показала наличие большого количества ионов CN^- в пробах № 1 и № 3, а в пробе № 2 ионов CN^- было значительно меньше. Это означает, что действие перекиси водорода является очень жестким, снижается количество не только ионов SCN^- , но и ионов CN^- , что нежелательно, так как взаимодействие цианистого натрия с соединениями золота протекает достаточно долго - от 10 до 48 h, тогда как роданистый натрий при этом синтезируется быстрее.

Было также замечено

изменение цвета отстоявшейся жидкой фазы, находящейся над осадком породы. Цвет раствора роданистого натрия, содержащего всевозможные примеси, при pH 10-11 - желтый или желто-коричневый. Именно такой цвет жидкости наблюдался при отстаивании пробы № 1 – контрольной пробы, не содержащей никаких добавок.

Жидкость над осадком породы в пробах № 2 и № 3 была бесцветной и прозрачной. Косвенно это может служить доказательством того, что в пробах № 2 и № 3 отсутствует роданистый натрий или его очень мало.

Для этого контрольная проба № 1 из опыта, указанного выше, была перемешана и разделена на 2 части по 140 ml каждая.

В опытную пробу была внесена добавка серной кислоты в количестве 1 g эквивалент. В пробу внесли 13,9 g H_2SO_4 чистой в виде 24 ml 25%-ной серной кислоты, чтобы получить 1N раствор H_2SO_4 .

Цвет жидкости в пробе был красно-малиновый. Пробу выдержали в режиме слабого кипения при поддержании постоянного уровня добавкой воды в течение двух часов. После этого проба была охлаждена до комнатной температуры, нейтрализована серная кислота до pH 10,5–11 и затем проведена качественная реакция железо-аммонийными квасцами (ЖАК) на наличие ионов роданида. Контрольная проба, которая не была обработана серной кислотой, показала характерную реакцию на роданид-ион - кроваво-красное окрашивание.

Опытная проба, которая была обработана серной кислотой и прогрета при температуре 95-99°C, показала

Таблица 1

Количество элементов определенных на спектрофотометре Сатурн, находящихся в водном растворе хлорной кислоты (2:1), массовой доли, pH раствора 4,15

Наименование элементов	Массовая доля, %	Наименование элементов	Массовая доля, %
Серебро - Ag	Отс.	Цинк - Zn	0,0021
Никель - Ni	Отс.	Кобальт - Co	Отс.
Медь - Cu	0,0015	Хром - Cr	Отс.
Калий - K	0,37	Кадмий - Cd	Отс.
Натрий - Na	0,036	Свинец - Pb	Отс.
Марганец - Mn	0,0007	Платина - Pt	Отс.
Магний - Mg	0,11	Палладий - Pd	Отс.
Кальций - Ca	0,14	Родий - Rh	Отс.
Железо - Fe	0,47		

Таблица 2

Количество серосодержащих веществ в пульпе (фильтрат + твердая фаза – осадок)

Наименование фаз пульпы	Количество, % массовой доли	Серосодержание вещества в виде		
		ион SO_4^{2-} м.д. от веса фазы	ион S^{2-} в пересчете на H_2S , % м.д. от веса фазы	свободная сера, S, % массовой доли
Жидкая фаза – фильтрат	66,55	0,86	0,0025	0,28
Твердая фаза – осадок	33,45	6,46	0,031	2,19

ла только следы. (Слабое окрашивание раствора при действии ЖАК).

Поскольку показатель pH обеих проб был 10,5-11,0, характерная окраска проб получается в момент ввода квасцов. Далее она пропадает. Кроме этого, отстоявшаяся жидкость была бесцветной. Однако после 5 суток цвет пробы снова стал желтым.

Таблица 3

Сопроводительные данные к пульпе

Наименование элементов	Массовая доля, %	Наименование элементов	Содержание в руде, g/t
Общая сера, S	5,3	Au	31
Сульфиды, S ²⁻	2,4		
Мышьяк, As	0,8		
Железо, Fe	4,3		
Карбонаты, в пересчете на CO ₂	0,37		

Таблица 4

Количество свободной серы сульфидов в пересчете на H₂S в породе пульпы до и после обжига с добавкой гидроксида кальция. Данные аналитической лаборатории ЦЛО

Серосодержащие компоненты руды	Количество компонентов, % массовой доли	
	до обжига вес пробы 7,2–7,8 g добавка отсутствует	после обжига с добавкой вес пробы Ca(OH) ₂ 9,0-9,7 g
Свободная сера, S	2,19	1,01
Сульфиды в пересчете на H ₂ S	0,031	0,0034

Это означает, что разложившийся роданистый натрий с течением времени вновь синтезировался при pH 10,5–11 из синильной кислоты и серы, образовавшихся в результате разложения его серной кислотой. Поэтому эту пробу вновь подвергли действию серной кислоты с последующим прогревом. Для этого в пробу внесли 1 g/mol серной кислоты 98 g и подвергли слабому кипячению в течение 4 h. Яркая малиновая окраска стала слабо-желтой. После охлаждения пробу нейтрализовали. Отстоянную жидкость проверили на присутствие ионов SCN⁻ пробой ЖАК при pH 4-5 и при pH 10-11. Результат - отсутствие ионов SCN⁻ в первом случае и слабые следы во втором. Жидкость после отстоя пульпы над слоем твердого осадка была бесцветной.

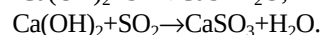
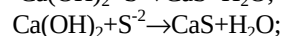
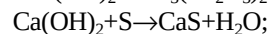
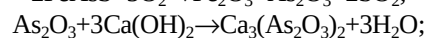
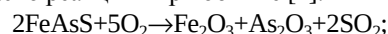
Таким образом, для разложения роданистого натрия в момент цианирования пульпы следует отдать предпочтение одновременным добавкам пероксида кальция или совместным добавкам перекиси водорода и гидроксида кальция или окиси кальция.

Обессеривание породы путем обжига с применением гидроксида кальция проводилось следующим образом. Образцы пульпы вносили в тигли и упаривали до состояния сухого вещества. После этого рассчитали добавку гидроксида кальция, необходимую для связывания свободной серы, сульфидов и мышьяка.

Количество сульфидов, свободной серы и мышьяка для расчета приняли из значений сопроводитель-

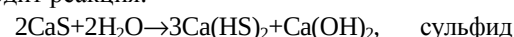
ных анализов к переданной нам пульпе, соответственно 2,4 %S²⁻, 5,3% S⁰, 0,8% As.

Согласно реакциям при обжиге [1]:



Рассчитывали добавку Ca(OH)₂. Суммарная дозировка суспензии Ca(OH)₂ при весе сухой породы в тиглях от 7,2 до 7,8 g составила от 8 до 9 g. При этом приняли стехиометрический коэффициент равный 2. Абсолютный вес в пересчете на сухое вещество Ca(OH)₂ составил 1,8-1,9 g на 1 тигель.

Предварительно перемешав породу в тигле с добавкой Ca(OH)₂ влагу выпаривали досуха, далее снова перемешивали массу и тигли поместили в муфельную печь. В муфельной печи массу при температуре 550°C выдерживали в течение четырех часов. Было замечено, что при таком обжиге не было специфических характерных запахов SO₂ и др. Далее, после охлаждения тиглей, их содержимое подвергли развариванию в кипящей воде. При этом происходит реакция:



сульфид кальция плохо растворим в воде, но образующийся в результате гидролиза гидросульфид кальция растворяется хорошо. Время от времени кипящую воду сливали из тиглей и заменяли свежей. Для гарантии промывку горячей водой содержимого тиглей осуществляли в течение 16 h. После высушивания проб в тиглях определяли количество оставшейся серы и сульфидов. Результаты приведены в табл. 4.

Данные табл. 4 показывают, что содержание свободной серы в руде уменьшилось почти вдвое. Количество сульфидов в пересчете на сероводород уменьшилось в 9 раз.

Этот эксперимент показал принципиальную возможность снижения примесей серы в руде. Можно добиться и большего снижения свободной серы путем оптимизации процесса повышением температуры обжига до 650°C [26] или увеличением продолжительности обжига с 4 до 8 h.

Для окисления руды смесью азотной кислоты и перекиси водорода выбраны следующие режимы: концентрация азотной кислоты в пульпе 1 mol/dm³; концентрация H₂O₂ в пульпе 1% массовой доли.

В 200 cm³ пульпы внесли по каплям в течение 1,5 h 15,8 ml 59%-ной азотной кислоты и 13,4 ml 15%-ной перекиси водорода. Предварительно перекись водорода и азотную кислоту не смешивали.

Дозировали эти компоненты в пульпу параллельно. При этом пульпу перемешивали магнитной мешалкой. После этого без перемешивания дали выдержку в течение 1,5 h и затем снова на магнитной мешалке перемешивали в течение 30 min. Пульпу выдерживали в покое в течение 92 часов и затем

Таблица 5

Состав жидкой и твердой фаз пульпы после её обработки азотной кислотой и перекисью водорода с последующей нейтрализацией её до pH 4-5 едким натрием

Пульпа	Общая масса, g	Фазы	% фазы от общей массы	Вес фазы, g	Серосодержащие вещества в виде								Общее количество серы в соединениях, g	
					Ион SO ₄ ⁻²			Ион S ⁻²			Свободная сера, S			
					%	g	S, g	%	g	S, g	%	g	в фазах	в пульпе
До обработки	214	Жидкая	66,6	142,42	0,36	1,22	0,41	0,0025	0,0036	0,0034	0,28	0,4	0,81	3,9
После обработки с добавкой реактивов	282	Твердая	33,45	71,38	6,46	4,62	1,54	0,031	0,022	0,021	2,19	1,57	3,1	4,4
		Жидкая	75,6	213,05	1,56	3,32	1,11	0,0026	0,0055	0,0052	0,45	0,96	2,1	
		Твердая	24,2	68,24	4,4	3,0	1,00	0,0017	0,0012	0,0011	2,01	1,37	2,4	
		Пена	0,25	0,6894 (0,8348)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	

нейтрализовали растворами едкого натрия до pH 4–5.

Расход едкого натрия на нейтрализацию: 17 см³ 5%-ного NaOH и 17 см³ 30 %-ного NaOH в пересчете на 100 %-ный NaOH всего 5,2778 g. Для нейтрализации 12,6910 g 100%-ной HNO₃ пошло бы 8,0578 g едкого натра по разнице недостающего. Для нейтрализации всего количества азотной кислоты 2,78 g NaOH рассчитали количество прореагировавшей с пульпой и перекисью азотной кислоты 4,3785 g или 34,5% от общего количества.

После нейтрализации пульпы до исходной величины 4-5 наблюдалось сильное вспенивание. Пена была очень устойчивой. При 200 см³ пульпы в колбе высота пены от поверхности пульпы достигала 60 mm. Слой пены поднялся на высоту колбы 120 mm. Пена держалась двое суток и в таком виде застыла. Стенки пузырьков пены Ø 1-2 mm через двое суток были твердыми и эластичными. Пена была собрана и прокалена в фарфоровом тигле в муфельной печи при температуре 650-750°C. Вес пены до прокаливания – 0,8348 g. Вес пены после прокаливания - 0,6894 g.

Потеря веса при прокаливании 17,48%, отдельно были проанализированы жидкая и твердая фазы после обработки пульпы смесью азотной кислоты и перекисью водорода. Результаты действия на пульпу азотной кислоты и перекиси водорода показаны в табл. 5.

Из табл. видно, что в результате обработки пульпы азотной кислотой и перекисью часть свободной серы и сульфидов окислилась до сульфата. Количество ионов SO_4^{-2} после обработки увеличилось от 5,84 до 6,32 g. В жидкую фазу из твердой дополнительно перешло 1,62 g сульфат-ионов. Часть сульфатов образовалась из 0,2 g свободной серы.

Но в этом эксперименте, вероятно, более значительным является эффект флотации. В пену перешел 1% от твердого осадка (от твердой фазы). Вероятно, выделенная фаза может быть концентратом соединений благородных металлов. Кроме того, твердая фаза после обработки была проанализирована в аналитической лаборатории на содержание распространенных

соединений:

окись кремния SiO₂ – 60% м.д.;
окись железа и окись алюминия Fe₂O₃+Al₂O₃ – 18,86% м.д.;
окись кальция CaO – 2,8% м.д.;
окись магния MgO – 4,03% м.д.

Таким образом, на основании обзора способов выделения благородных металлов из упорных руд можно сделать следующие выводы:

1. Образующийся при цианировании роданид (тиоцианат) не участвует в растворении золота из-за низкого окислительно-восстановительного потенциала. При этом реакция образования роданида при цианировании является доминирующей, так как в руде находится повышенное количество серы, сульфидов и полисульфидов, нежели реакция образования растворимой комплексной цианистой соли одновалентного золота.

2. Вероятны образования промежуточного соединения золота с ионами роданида, которые нерастворимы в воде. Это, возможно, роданистое золото Au SCN и натриевая комплексная соль роданистого золота Na [Au (SCN)₂].

3. При разложении роданистого натрия, образующегося после цианирования пульпы растворами серной кислоты, определено, что из-за повышенного количества железа разложение роданистого натрия происходит при концентрации серной кислоты в пульпе 700 g/l и последующего кипячения в течении 16 h.

4. В проведенных опытах по предотвращению роданистого натрия при цианировании пульпы путем ввода добавок перекиси водорода и пероксида натрия в присутствии гидрата окиси кальция роданиды не образуются. Определено, что действие перекиси водорода очень жесткое и разлагает ионы CN⁻ и поэтому лучше всего применять пероксид кальция или добавку перекиси водорода совместно с гидроксидом кальция.

5. Экспериментально показана принципиальная возможность обессеривания руды путем обжига при 550°C в присутствии гидроокиси кальция без выведения токсичных газов. При этом требуется оптимизация технологического процесса для полного удаления сернистых соединений из руды.

6. При окислении пульпы добавкой азотной кислоты и перекиси водорода наблюдался после нейтрализации пульпы до исходной величины pH 4,5 эффект флотации. Пена очень устойчива и с течением времени затвердевает. Получен флотационный концентрат. Количество извлеченной руды пеной или компонентов руды составляет 1% от веса твердой фазы. При этом снижается содержание свободной серы в твердой фазе пульпы, но повышается в жидкой фазе пульпы.

7. Можно предполагать, что наличие свободной серы и водорастворимых сульфидов в пульпе перед цианированием вызвано несбалансированностью количества серы, поступающей с рудой на биологическое её окисление (поступает серы больше, чем

может окислить станция биологического окисления).

8. Предложено снизить нагрузку установки биологического окисления.

Избыток руды можно переработать следующими методами: тиомочевинным с применением кислого раствора тиомочевины; методом обжига с добавкой в руду гидроксида кальция и последующим цианированием после такого обжига и промывки руды; вводить перед цианированием добавки пероксида кальция или добавку перекиси водорода совместно с окисью кальция в соотношении: на 44 г руды 2,5 г перекиси водорода и 0,42 г окиси кальция. Добавка пероксида кальция подбирается опытным путем.

Список литературы:

1. М.Е. Позин. «Технология минеральных солей» Том II, стр.1528-1530, Ленинград «Химия», 1970г., 1556с.
2. С.И.Гинзбург и др. «Руководство по химическому анализу платиновых металлов и золота» стр.53, Москва «Наука» 1965г., 313с.
3. Краткая химическая энциклопедия. Т.2, стр.114. Москва «Советская энциклопедия» 1963г., 1086с.
4. Краткая химическая энциклопедия, том 4 стр.687. Москва «Советская энциклопедия». 1965г., 1182с.
5. Технологический регламент цеха очистки растворов роданистого натрия от органических примесей.
6. Краткая химическая энциклопедия т.IV, стр.687. Москва «Советская энциклопедия» 1965г., 1182с.
7. Технологический регламент цеха производства тиомочевины. Химизм процесса, п.4, 5, 6.
8. Реферативный журнал «Химия», 1986 г., рефераты 6Л116, 6Л117. «Извлечение золота и серебра из огарков от обжига мышьяковистого пирита путем выщелачивания кислым раствором тиомочевины». «Извлечение золота из пирита и арсенопирита. Обжиг минералов».
9. Реферативный журнал «Химия» 1984г. реферат 12Л59П. «Аппарат для растворения золота азотной кислотой и перекисью водорода» Япония.
10. Реферативный журнал «Химия» 1989 г., реферат 24Л107. (Англ.). «Утилизация NO_x при извлечении драгоценных металлов из руд».
11. Реферативный журнал «Химия» 1990г., реферат 11Л72. «Обработка труднорастворимых руд золота азотной кислотой».
12. Реферативный журнал «Химия» 1989г., реферат 2Л69 Деп. «Термодинамический анализ возможности селективного окисления золота и сульфидных минералов в растворах гипохлорита натрия».
13. Реферативный журнал «Химия» 1989г., реферат 17Л69. «Исследование кинетики окисления монохлорида меди в кислых растворах озонородной смеси озон-воздух».
14. Реферативный журнал «Химия» 1990г., реферат 7Л41. «Щелочное окислительное выщелачивание золотосодержащих арсенопиритовых руд (Англ.)».
15. Реферативный журнал «Химия» 1991г. реферат 2Л75. «Предварительное окисление в водной среде под давлением огнеупорных золотых руд, добываемых в Голден-Майл, Калгурли, Западная Австралия (Англ.)».
16. Реферативный журнал «Химия» 1992г., реферат 2Л64. «Извлечение золота из концентратов посредством автоклавного самоокисления: конструкции автоклавов и критерии». (Англ.).
17. Реферативный журнал «Химия» 1992г., реферат 2Л65. «Переработка тугоплавкого арсенопиритного концентрата золота» (Англ.).
18. Реферативный журнал «Химия» 1993г., реферат 22Л103, «Автоклавная обработка золотосодержащих пиритовых концентратов, добываемых в Поргера (Новая Гвинея)».
19. Реферативный журнал «Химия» 1993г., реферат 4Л56, «Извлечение золота с помощью микроорганизмов» (Англия).
20. Реферативный журнал «Химия» 1988г., реферат 8Л51, «Использование бактерий для повышения полноты извлечения золота из труднооскисляемых руд» (Англ.).
21. Реферативный журнал «Химия» 1982г., реферат 11Л70, «Извлечение золота с помощью гетеротрофных бактерий», Живаева А.Б., Гурович Ш.Р., Рыжовская Т.Я. «Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии (Ташкент), 1981г. № 3, стр.47-53.
22. Реферативный журнал «Химия» 1992г., реферат 13Л39. «Окисление золотосодержащего пирита и арсенопирита умеренно термофильной смешанной культурой бактерий».
23. Реферативный журнал «Химия» 1992г., реферат 13Л41. «Обогащение золотосодержащих руд месторождения Начане (Hoggar) (Алжир)».
24. Реферативный журнал «Химия» 1993г., реферат 16Л75. «Извлечение золота и серебра из комплексных тугоплавких сульфидных руд посредством цианирования и окисления пероксидами». Патент 627577 Австралия.
25. Реферативный журнал «Химия» 1992г., реферат, 8Л64. «Получение золота по обжиговому способу» (Англия).
26. Реферативный журнал «Химия» 1993г., реферат 21Л80 «Выщелачивание тиомочевинной – альтернативной способ выделения благородных металлов» автор – Ebert Volker P.
27. Реферативный журнал «Химия» 1989г., реферат 3Б3267. «Выщелачивание золотосеребряных руд растворами цианида натрия и тиомочевины в сравнительных условиях» (Англия).
28. Реферативный журнал «Химия» 1990г., реферат 20Л59П. «Извлечение золота из тиомочевинных растворов». (Англия).
29. Реферативный журнал «Химия» 1990г., реферат 20Л59П. «Извлечение золота из тиомочевинных растворов». Англия.
30. Реферативный журнал «Химия» 1993г., реферат 20Л69. «Окислительно-восстановительная реакция между тиомочевинной и трехвалентным железом и катализ сульфидных руд». (Англия).
31. Реферативный журнал «Химия» 1986г., реферат 6Л114. «Исследование кинетики выщелачивания золота из пиритового концентрата подкисленным раствором тиомочевины» (Англия).
32. Реферативный журнал «Химия» 1989г., реферат 17Л83. «Сравнительное исследование окислителей при растворении золота и серебра в кислых растворах тиомочевины» (Англия).
33. Методика № 312А-87. «Выполнение измерений массовой концентрации натрия роданистого в разбавленном растворе титриметрическим методом в производстве волокна нитрон».

ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ РУДНИКА МУРУНТАУ МЕТОДОМ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ

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

В статье Конышева В.О. [1], посвященной методологии опробования золотосодержащих руд с крайне неравномерным распределением золота, дано сопоставление содержания золота по геологическому опробованию, проведенному на стадии разведки, и в технологических измельченных рудных пробах крупного золоторудного месторождения Федоровское-1, выявленного в Кузнецком Алатау ОАО «Горнорудной компанией «Кемерово-Москва»» (ОАО «КЕМО») в 2001–2003 гг.

На основании проведенных исследований автор пришел к следующему выводу.

«По мере перемешивания и дробления руды наблюдалось усреднение содержаний золота в отбитой массе, характеризующейся гнездовым распределением металла в коренном залегании. По сравнению с данными разведки, такое усреднение показало наличие занижения содержаний рядовым опробованием в 5 раз по 6 разведочным пересечениям с общим количеством в 44 рядовые пробы. Рассредоточенное положение и мелкие размеры золотосодержащих скоплений в рудном блоке не позволили выявить их даже густой сетью разведочных пересечений».

Аналогичный, но менее контрастно выраженный эффект наблюдается и на месторождении Мурунтау. В подтверждение тому приведем следующие факты.

Первое. Для исследований по паспортизации руд Мурунтау с различных технологических участков карьера было отобрано 14 технологических проб массой от 6,3 до 10 т. Паспортное содержание золота в них задавалось по данным эксплоразведки и горстьего опробования. Из этих проб отобраны технологические коллекции кусков машинных классов крупности (+50 мм) в количестве от 148 до 198 штук и проанализированы на содержание золота методом ГАА (табл. 1).

Из табл. 1 следует, что содержание золота в кусках классов крупности +50 мм статистически значимо (в среднем в 1,95 раза) больше, чем по данным горстьего опробования, что возможно в двух случаях, не исключающих друг друга. Во-первых, если фракция +50 мм примерно вдвое избирательно обогащена в сравнении с общей массой технологических проб. Во-вторых, если рудная минерализация распределена крайне неравномерно и методика горстьего опробования нельзя считать представительной по числу определений и объему проб при их отборе из взорванной массы очистных забоев и с отвалов ЦПТ.

Второе. В СП «Зарафшан-Ньюмонт» и его премнике – руднике ЦКВЗ регулярно, на протяжении 15 лет, проводятся исследования по распределению золота по фракциям крупности руды и его извлечению из них в лабораторных условиях по способу КВ.

В пробах, отобранных с J конвейера третичного просеивания, во фракциях +1,18 мм наблюдается закономерное повышение содержания золота с увеличением крупности фракции, при этом во фракции +25,4 мм оно статистически значимо ниже средне-

Таблица 1

Сопоставление данных геологического и покускового опробования

Тех. проба	Место отбора, планшет	Горизонт	Масса, т	Куски, штук	Содержание золота, g/t			К обог.
					Экспл. разведка	горст.	в кусках	
M1	28;36	285 м	10.0	196	0.68	0.65	1.03	1.58
M2	28	270 м	10.0	192	0.71	0.74	0.87	1.18
M7	89	465 м	10.0	149	0.40	0.24	1.90	7.92
M8	42	375 м	10.0	148	0.50	0.35	1.46	4.17
МГ-1	ЦПТ		7.6	150		1.87	1.43	0.76
МГ-2	ЦПТ		7.7	149		0.65	2.58	3.97
МГ-3	ЦПТ		6.7	145		1.40	1.65	1.18
МГ-4	ЦПТ		6.4	194		2.45	5.13	2.09
МГ-5	ЦПТ		6.3	197		2.20	3.62	1.65
МГ-6	ЦПТ		7.3	194		2.35	3.99	1.70
МГ-7	ЦПТ		8.0	148		0.92	1.53	1.66
МГ-8	ЦПТ		8.0	197		0.93	1.99	2.14
МГ-9	ЦПТ		8.0	198		1.42	4.31	3.04
МГ-10	ЦПТ		8.0	197		1.40	2.08	1.49
Средневзвешенные						1.16	2.27	1.95

Таблица 2

Выход фракций и содержание золота в продуктах третичного просеивания и четвертичного дробления ЦКВЗ

Размер фракции, мм	Выход, %	Au, g/t	Au, g/t в хвостах	Размер фракции, мм	Выход, %	Au, g/t	Au, g/t в хвостах
Проба массой 45 kg с J конвейера				Проба массой 45 kg с L конвейера			
Третичное просеивание				Четвертичное дробление			
+25.4	5.71	0.94	0.83				
+20.05	16.6	1.47	1.36				
+12.7	25.33	1.93	1.63	+12.7	7.29	1.17	1.40
+6.35	22.65	1.84	1.66	+6.35	20.27	1.29	1.47
+4.75				+4.75	12.24	1.46	1.04
+3.35	11.5	1.56	1.29	+3.35	16.57	1.45	1.07
+1.72	7.31	1.57	1.20	+1.72	18.32	1.15	1.08
+1.18	2.51	1.45	0.91	+1.18	5.78	1.39	1.06
-1.18	8.36	1.92	0.58	-1.18	19.52	2.25	0.54
Исходная руда		1.70	1.38	Исходная руда		1.49	1.10
Извлечение 18,8%				Извлечение 26,2%			

жание золота в хвостах выщелачивания фракций крупности свыше 6,35 мм оказалось больше, чем в навесках проб, взятых из исходных проб этих фракций, что возможно в случае высокой неоднородности этих фракций по содержанию золота (табл. 2).

Таким образом, на основании исследований В.О. Конышева и приведенных данных по фракционной неоднородности руд Мурунтау, выбор параметров рудоподготовки горнорудной массы вскрышных пород отвалов ЦПТ, а также оценку содержания золота в каждой фракции необходимо проводить для серии представительных проб,

отобранных в течение месяца с последующей подготовкой пробы каждого класса крупности и анализа на содержание Au в ЦЛГАА.

Третье. Крупномасштабными многолетними исследованиями фракционного состава горной массы, проведенными специалистами Центрального рудоправления НГМК в очистных забоях карьера Мурунтау и по техногенным образованиям (по отвалам), установлено, что примерно 1/3 часть отвалов составляет фракция -5 мм (табл. 3).

Четвертое. В рамках указанных выше исследований установлено, что во фракциях -1,0 мм и +40 мм наблюдается систематическое, статистически значимое превышение содержания золота ($K_{обог.} \approx 1,4$) по сравнению с валовым содержанием в исходных технологических пробах. При этом наименьшее валовое содержание золота наблюдается во фракциях от 20 до 35 мм (рис. 1).

Из табл. 2 и 3 следует, что прогнозный выход суммы фракций -1,0 и +40 мм от исходной массы техногенных образований карьера Мурунтау составляет ~1/3.

Приведенные примеры позволяют сделать оптимистичный вывод о том, что отвалы горнорудной массы вскрышных пород, в сложившихся на настоящий момент условиях горного производства на карьере Мурунтау, следует рассматривать как исходное сырье, из которого гранулометрической классификацией можно получить обогащенный продукт, благоприятный для его применения в качестве шихты товарной руды ГМЗ-2. Данный метод может оказаться весьма эффективным, малозатратным и высокопроизводительным способом рудоподготовки техногенных образований с целью производства на их основе обогащенного продукта для ГМЗ-2. Такую рудоподготовку предлагается организовать при руднике ЦКВЗ исходя из следующего.

Таблица 3

Гранулометрический состав взорванной горной массы в экскаваторных забоях и отвалах (по В.Н. Сытенкову, А.П. Беленко)

Класс фракций, мм	Выход фракций, %	
	в забое	в отвалах
+100	20,0	9,7
-100+50	18,0	18,7
-50+25	18,0	12,6
-25+10	19,0	13,7
-10+5	12,0	11,2
-5	13,0	34,3

го. Это возможно в случае высокой неоднородности крупных фракций по содержанию золота и не представительности проб по массе в этом классе крупности (табл. 2).

В пробах, отобранных с L конвейера последующего четвертичного дробления и подверженных выщелачиванию в лабораторных условиях, содер-

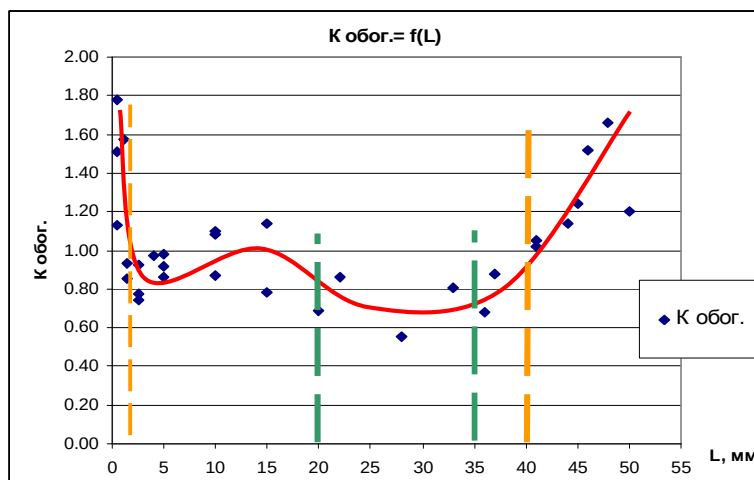


Рис. 1. Изменение $K_{обог.}$ в зависимости от линейных (L, мм) размеров опробуемой на золото фракции

Согласно табл. 2 и рис. 2 золото из крепких пород (фракция +1,18 мм четвертичного дробления и просеивания на руднике ЦКВЗ) методом кучного выщелачивания извлекается всего на 20-30%. Эффективность извлечения золота способом КВ можно повысить до ~70% изъятием составляющей крепких пород из исходной рудной массы и на стадиях третичного и четвертичного просеивания (плюсовые классы просеивания). Эту составляющую, которая будет обогащена в 1,5-2 раза в сравнении с исходной массой, предлагается направлять на ГМЗ-2 для шихтовки с рудой от добычи, где после тонкого измельчения золото извлекается на 85-95%.

При таком подходе будут одновременно решены следующие задачи.

1. ГМЗ-2 получит дополнительные объемы руды, очищенной от технологически вредных примесей (мягких пород черносланцевой формации), при этом затраты на её производство будут в десятки раз ниже, чем на горную добычу.

2. Энергозатраты на дробление руды на руднике ЦКВЗ будут многократно снижены, так как не менее 1/4 объема крепких пород будет изъято из процесса дробления уже на входе технологической линии рудоподготовки ЦКВЗ. Соответственно повы-

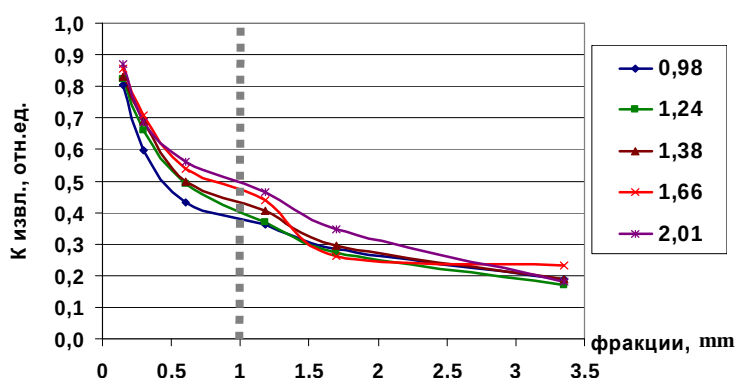


Рис. 2. $K_{\text{извл.}}$ отн. ед., во фракциях по классам содержаний золота в исходных пробах: в рамке справа указано содержание золота в исходных пробах

сится производительность подготовки руды для КВ.

3. Повысится извлечение золота способом КВ, т.к. в переработку будут вовлекаться только мягкие породы, формирующие фракции -1,18 мм, проникаемые для технологических растворов. Ожидается, что в этом варианте, если исходное содержание золота во фракции -1,18 мм принять равным ~0,8 г/т, а извлечение ~60% (рис. 2), то содержание золота в хвостах КВ будет менее 0,32 г/т ($0,8 \text{ г/т} \cdot 100\% - 0,8 \text{ г/т} \cdot 60\% = 0,32 \text{ г/т}$).

Список литературы:

1. В.О.Конышев. Методология опробования на месторождении с крайне неравномерным и бонанцевым распределением золота. Ж. «Разведка и охрана недр», С 10-18, 2–3 февраль–март 2005.

УДК 622.775

© Глотов Г.Н., Каргин Р.М. 2010 г.

ОБЩИЕ ЧЕРТЫ И ОСОБЕННОСТИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БУКИНАЙСКОЙ ГРУППЫ КЫЗЫЛКУМСКОЙ ПРОВИНЦИИ

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

Букинайской группе пластово-инфильтрационных месторождений урана, как и другим гидрогенным месторождениям Кызылкумской провинции, характерны не только общие черты, но и свои особенности по следующим позициям:

Стратиграфическая принадлежность и литолого-фациальная характеристика рудоносных горизонтов. Месторождение Букинайской группы (Северный, Южный Букинай, Истиклол, Аланды, Северный Канимех, Бешкак, Лявлякан и др.) приурочено к пластовым водоносным горизонтам артезианских бассейнов грабен-синклинального типа. Основной их особенностью является пространственная, генетическая и морфологическая связь лен-

тообразных в плане и роллообразующих в разрезе рудных залежей с областями выклинивания зон пластового окисления (ЗПО). Геоморфологически эти месторождения располагаются на относительно равнинных пространствах, примыкающих к горным массивам Южного и Северного Нуратау. В геоструктурном отношении они локализируются в слабодислоцированных водопроницаемых породах платформенного чехла, выполняющих депрессионные структуры в субороженной области обрамления альпийских постплатформенных орогенных образований.

Месторождения располагаются в породах нелитифицированного осадочного чехла. Варисийский

складчатый фундамент представлен силурийскими, девонскими и карбоновыми метаморфизованными терригенными и карбонатными породами, прорванными гранитными интрузиями позднепалеозойского возраста.

В составе вышележащих пород турона выделяются: Учкудукский горизонт, сложенный морскими сероцветными глинами с прослоями песков и известковистых песчаников, большим количеством углефицированного растительного детрита, фосфоритов, зубов и других рыбных остатков, мощность горизонта 5-12 м. Джейрантуйский горизонт имеет в основании серые глины и глинистые алевролиты, иногда с растительным детритом и пиритом, мощность горизонта 20-30 м. Кендыктюбинский горизонт начинается с зеленовато-серых глауконитовых песчаников, переходящих в серо-цветные пески с гравием, мощность около 5 м. На западе, в районе месторождения Северный Букинай, пески сильно заглинены. Тохумбетский горизонт коньякского яруса залегает с разрывом на подстилающих туронских породах и включает две пачки. Нижняя пачка мощностью 15-25 м сложена мелко- и среднезернистыми серо-цветными кварц-полевошпатовыми песками, местами с гравием. Пески косослоистые с растительным детритом и прослоями серых алевролитов. Завершается пачка алевролитами и алевропесчаниками, окрашенными в голубовато-зеленые, иногда серые или буро-красные цвета. Верхняя глинистая пачка на востоке окрашена в красные и розовые тона, на западе – в пепельно-серые и голубовато-зеленые. В пестроцветных породах отмечаются прослои известняков и известковистых песчаников. В серо-цветных – прослои ракушечников с растительным детритом, фосфоритом и зубами рыб. Мощность из-за эрозионного несогласия с вышележащими отложениями резко меняется – от 8-10 до 30-35 м.

Отложения сантона, представленные осадками озерно-аллювиальной равнины, объединены в карагагырский горизонт, залегающий на нижележащих слоях с глубоким разрывом. Выделяются три песчаных ритма, завершающихся глинами и алевролитами (на территории месторождения Южный Букинай нижний и средний ритмы соответствуют нижнему ритму на месторождении Северный Букинай). Породы нижнего ритма богаты углистой органикой; в его основании залегают грубозернистые пески с гравием и костными обломками. В средней части – мелкозернистые пески, иногда с гравием и галькой. Пески часто замещаются темно-серыми глинистыми алевролитами. Средний ритм начинается с гравелитов, затем идут пески различной зернистости с линзами алевролитов и глин. В плане отмечается резкая изменчивость зернистости песков. На участках стрессовых грубозернистых осадков мощность ритма от 6-12 до 18-24 м. Верхний ритм состоит из двух частей. Нижняя – более глинистая, верхняя – более песчаная, мощность 11-25 м.

Породы кампана резко отличаются от нижележащих фациальной принадлежностью и относительной гранулометрической однородностью. Это прибрежно-морские зеленовато-серые, кварц-глауконитовые пески с линзами глинистых песчаников, глин и ракушечников. Мощность в районе месторождения Северный Букинай около 15 м, в районе месторождения Южный Букинай от 3 до 35 м.

Отложения маастрихта с резким несогласием залегают как на нижележащих породах мела, так и на палеозойских породах. В основании они представлены песками с гравием, фосфоритами, зубами рыб, обломками раковин, которые постепенно сменяются разнозернистыми песками и гравелитами. На этом базальном слое залегают глинистые песчаники с линзами глин, выше – средне- и мелкозернистые пески с прослоями ракушечников и глин. В кровле – известняки с фауной кораллов, мощность 17-35 м. Меловые отложения в целом имеют мощность 170-200 м, которая растет с востока на запад. Проницаемые песчаные горизонты мелового возраста являются рудовмещающими – на месторождении Северный Букинай зоны пластового окисления (ЗПО) с рудными телами на их выклинивании приурочены к четырем проницаемым горизонтам: тохумбетскому, нижнему и верхнему ритмам карагагырского горизонта, в которых сосредоточены ~ 87% запасов месторождения.

На месторождении Южный Букинай рудовмещающими являются шесть горизонтов, причем запасы распределены следующим образом: тохумбетский – 10%; нижний – 28%; средний – 38% и верхний – 14% ритмы карагагырского горизонта; кампан – 9% и маастрихт – 1%.

Рудовмещающие меловые породы перекрыты преимущественно карбонатными (палеоцен, средний и верхний эоцен) и песчано-глинистыми (нижний эоцен) морскими отложениями, а, начиная с верхнего олигоцена, – континентальными красноватыми разнозернистыми толщами. Общая мощность пород кайнозоя в прогнутых частях впадин превышает 250 м.

В Каракатинской впадине, в разрезе палеогена, выделяется верхнеэоценовый льявляканский горизонт, представленный осадками, накопившимися на морской отмели. Среди глинистых песчаников с мутьевой текстурой залегает выдержанный горизонт хорошо отсортированных песков, по которому развивается ЗПО с урановым оруденением на ее выклинивании на участках месторождений Бешкак и Льявлякан.

Эпигенетические изменения в рудоносных горизонтах. Эпигенетические изменения пород традиционно разделяют на преобразования окислительного и восстановительного ряда или направленности.

Окислительные изменения связаны с привнесением кислорода инфильтрационными водами в проницаемые горизонты осадочного чехла. Кислородное

окисление приводит к сгоранию органических веществ, переводу железа преимущественно в трехвалентное состояние и, естественно, к изменению окраски пород с первичной серой на желтую различных оттенков. Желто-цветные породы ЗПО, в том числе и на месторождениях Северный и Южный Букинай, ближе к областям питания водоносных горизонтов сменяются красно-цветными и белесыми. Природа красно-цветных пород ЗПО не установлена. Ширина желто-цветной полосы составляет 0,2-2,0 km на месторождении Южный Букинай и достигает 10 km на месторождении Северный Букинай.

Восстановительные изменения объединяются под общим названием «углекисло-битумные» и включают приразломные новообразования кальцита, доломита, битумов, пирита, кварца, каолина, алунита, барита, целестина и др. Последнее время они обычно связываются с внедрением по разломам пластовых вод из соседнего Бухаро-Хивинского нефтегазоносного бассейна. На месторождении Южный Букинай В.Н. Щеточкин выделил четыре стадии единого восстановительного процесса по основным новообразованным минералам: 1 – окремнение и каолинизация; 2 – доломитизация; 3 – кальцитизация; 4 – битумизация. Углеводороды при этом поступают в рудоносные горизонты во все стадии. На месторождении Северный Букинай этот процесс проявлен слабо. Если карбонатизация в породах месторождения Южного Букиная приводит к увеличению CO_2 при сплошной цементации до 18%, то в породах месторождения Северный Букинай – лишь иногда достигает 10%, в целом не превышает 0,5-1,0%.

На месторождениях Бешкак и Лявлякан 2 и 3 стадии вообще не фиксируются из-за почти полного отсутствия карбонатов в песчаных отложениях.

Из всех новообразований карбонаты наиболее распространены, они встречаются во всех горизонтах, где образуют сплошные линзы или гороховидные обособления. В отдельных структурных узлах в районе месторождения Южный Букинай мощные скопления карбонатов дают столбообразные тела с линзовидно-жильным внутренним строением. На юге района месторождения Северный Букинай такой «столб» можно ожидать в зоне Кокчинского разлома, где в обнажении на бугре Карасагыр известны проявления линзовидно-жильных карбонатных тел. С этими «столбами», поперечник которых составляет 500x2000 m, тесно связаны новообразования кварца и каолина, которые за пределы «столбов» не выходят.

В пределах карбонатного «столба» в зоне Поперечного разлома на месторождении Южный Букинай при документации керна установлена сплошная гороховидная и трубчатая (крайне редко встречается) морфология карбонатных новообразований.

Гороховидная карбонатизация отмечается как в песках, так и в глинистых песчаниках. Диаметр «гороха» 1-5 mm, реже - 10-20 mm. Встречаются ред-

кие отдельные горошины или же они образуют сростки, часто переходящие в сплошную карбонатизацию. Сплошная карбонатизация отмечается во всех разновидностях пород: от песков, песчаников до алевролитов и глин. Мощность интервалов гороховидной карбонатизации в кернах достигает нескольких метров при разной ее плотности, вплоть до сплошной цементации, которая обычно имеет при этом небольшую мощность (несколько см, редко до 1 m). Часто встречается переход гороховидной цементации в сплошную. В водоупорных породах карбонатизация обычно отмечается вокруг зон трещиноватости различной ориентации. В карбонатизированных породах по этим трещинкам нередко наблюдаются кальцитовые прожилки.

На основании этих наблюдений можно говорить о приуроченности наиболее интенсивно карбонатизированных участков к зонам трещиноватости с постепенным переходом от сплошной карбонатизации к гороховидной. Морфология «столбов» на месторождении Южный Букинай имеет пластово-жильное строение, аналогичное строение участков карбонатизации, изученных в карьерах месторождения Учкудук (Машковцев и др. 1979 г.) или наблюдений на бугре Карасагыр. Наибольшая плотность карбонатизации приурочена к трещинным зонам, к границам с водоупорными или относительно крупнозернистыми прослоями внутри песчаных пластов. Центральная жильная часть вдоль трещиноватости окружена пластообразным телом сложной морфологии с постепенным, а иногда резким снижением общей карбонатности. Соседние «жилы» часто сливаются, но между ними могут сохраняться и практически бескарбонатные участки. В плане участки карбонатизации образуют, в общем, единое тело с отдельными, относительно бескарбонатными окнами.

Битумы, по данным В.Н. Щеточкина, встречаются во всех горизонтах осадочного чехла и в фундаменте. Свободные жидкие битумы типа А от светло-желтого до темно-коричневого цветов отвечают битумам обычно нефтяного ряда. Они встречаются как в связи с карбонатными телами, так и образуют самостоятельные поля в зонах крупных разломов месторождения Южный Букинай. На месторождении Северный Букинай они не известны. Кокчинский разлом, таким образом, служит северной границей распространения битумов. В плотных участках карбонатизации битумы находятся в трещинах, в менее карбонатных – в полостях или в виде пропитки порового пространства песков и песчаников. Связанный битум устанавливается в новообразованных карбонатах обоих месторождений, где фиксируются по флюоресценции образцов в ультрафиолетовых лучах.

Необходимо отметить, что наложенные изменения песчаных отложений восстановительной направленности являются непростым объектом для картирования пород по сравнению с окислительными

изменениями.

Особенности морфологии рудных залежей и их пространственных соотношений с участками карбонатизации. На месторождении Северный Букинай оруденение локализуется на глубинах 70-200 м, а к северу от Южно-Муюнкумского в резко опущенном блоке – на глубинах 250-500 м. Граница выклинивания ЗПО в плане слабоизвилистая и вытянута в север-северо-восточном направлении. Ширина мешковой части 50-2000 м, реже больше, крыльевой части 200-300 м и до 800 м. Мощность оруденения в крыльях 0,5-3 м, в мешке 3-5 м и до 10 м и более. Обычная морфология залежей в разрезе – ассиметричный ролл с укороченным нижним или, реже, верхним крылом, или же симметричный ролл с обеими крыльями. Протяженность залежи №1 достигает 8 км, других 3-5 км. Содержания урана низкие, редко достигают 0,50%. Большинство богатых (>0,05%) участков приурочено к выклиниванию ЗПО среди разнотермических песков русловых и стрессовых фаций. По грансоставу руды в мешке и крыльях существенно отличаются. Мешковая часть приурочена к крупно- и среднетермическим пескам, а крыльевая – к мелко- и тонкотермическим пескам русловой и пойменной фаций.

На месторождении «Южный Букинай» глубина залегания оруденения составляет 110-450 м. Общее простирание выклинивания ЗПО и рудоносной полосы север-северо-западное. Обычно размеры залежей небольшие, длина их 0,5-1,0 км, максимальная до 5-6 км при ширине от 50-100 м до 200-300 м. Среднее содержание урана составляет около 0,10 %, в редких случаях достигает 1,0-1,5%. В целом руда на месторождении Южный Букинай более контрастна, а залежи более прерывисты и имеют в разрезе более сложную морфологию, чем на месторождении «Северный Букинай».

Рудные залежи с существенно повышенной карбонатностью составляют незначительный процент от общих запасов обоих месторождений. Как уже отмечалось выше, на месторождении Северный Букинай процесс карбонатизации проявлен относительно слабо. Подавляющая часть руд имеет содержание CO_2 ниже 0,50%. Значительно интенсивный и контрастный процесс карбонатизации проявлен на месторождении Южный Букинай. Здесь откартированы три карбонатных «столба» и ряд мелких. Содержание CO_2 в рудах в среднем 1,0-2,0%, но колеблется от полностью бескарбонатных до 5,0% в отдельных слоях песков. В карбонатных «столбах» содержание CO_2 достигает 18%. Контрастное проявление карбонатизации на месторождении связано с наличием крупных разломов, пересекающих месторождение, к которым и приурочены основные карбонатные «столбы», служившие дренами для восходящих растворов. Малоамплитудные разрывные нарушения контролируют менее значительные очаги карбонатизации.

В.Н. Щеточкин установил пространственную разобщенность очагов восстановительного эпигенеза и рудных залежей в пределах месторождений. Он же показал отсутствие надфоновых концентраций урана в центральных частях участков карбонатизации.

Особенности проявления восстановительного эпигенеза и морфология рудных залежей на месторождениях Северный, Южный Букинай, приуроченность богатых руд к наиболее проницаемым частям разреза, полифазность оруденения свидетельствуют о ведущей роли эпигенетических восстановителей при рудообразовании. Для данного типа месторождений установлено пространственное разобщение рудной минерализации и углекислотных новообразований (в частности, участков карбонатизации песков) в проницаемых горизонтах. Повышенная карбонатизация руд имеет место, главным образом, на участках наложения рудной минерализации на ранее карбонатизированные пески при перемещении фронта ЗПО. На участке карбонатного «столба» на месторождении Южный Букинай выклинивание ЗПО и контролируемые ими рудные залежи в четырех горизонтах в плане приурочены к периферии участков минимальной карбонатности пород. Контур участков карбонатизации, в силу ограниченных возможностей документации керна, построен в обобщенном виде для всех горизонтов, а линии выклинивания и рудные тела для каждого горизонта. Видно, что, несмотря на относительную независимость поведения выклинивания ЗПО в каждом горизонте, в целом, эти линии огибают участки максимальной карбонатизации, а отдельные зоны пластового окисления проникают вглубь серо-цветных пород по наименее карбонатным участкам.

Необходимо отметить:

- рудные залежи месторождений Северный, Южный Букинай в разрезе имеют, в целом, форму относительно правильных роллообразных тел, что существенно отличает их от рудных залежей, сформированных при участии сингенетических восстановителей, рудные тела которых имеют явно неправильную ассиметричную форму;

- наблюдаемая пространственная разобщенность пород с повышенной карбонатностью и оруденения в песчаных аллювиальных отложениях рудоносных горизонтов, по-видимому, связана с раздельным накоплением рудной минерализации и карбонатных новообразований в процессе рудообразования. Это является благоприятным фактором локализации фильтрационного потока в пределах рудной зоны и снижения расхода реагента при ПВ урана;

- при геотехнологическом районировании территорий рудных залежей следует ориентироваться не на среднюю величину карбонатности пород по отдельным разведочным скважинам, а исходя из соотношения карбонатности рудоносных и безрудных проницаемых пород рудовмещающего горизонта.

Минеральный состав и микротекстура руд.

Минеральный состав рудоносных пород и рудных минералов непосредственно влияет на выбор выщелачивающего реагента. На месторождениях пластово-инфильтрационного генезиса уран в песчаных отложениях рудоносных горизонтов присутствует в виде собственных минеральных образований, а также в сорбированной форме и в составе акцессорных минералов. Преобладают в рудах окислы (настуран, черни) и силикаты (коффинит). Если карбонатность рудовмещающих пород не превышает 1-2%, независимо от формы нахождения урана в рудах (силикатная или окисная), выбор решается в пользу сернокислотной схемы ПВ. В рудах с большим содержанием карбонатных минералов и с преобладающим содержанием окислов урана применяются слабокислотные и миниреагентные схемы ПВ. Преобладание силикатной формы урана в таких рудах и высокое содержание восстановителей исключает применение способа ПВ.

Однако типизация геотехнологических условий рудных залежей по преобладанию основных минеральных форм урана на основе электронных микроскопических исследований (единственный способ прямой диагностики) - крайне трудоемкий метод исследований. Не менее сложен и недостаточно надежен экспериментальный метод деления руд на окисные и силикатные по величине энергии активации – E_a (В.В. Грабовников), граница между которыми проводится по величине $E_a=20$ КД/моль.

Все это затрудняет проведение геотехнологического районирования рудных залежей по минералогическим признакам, однако это не означает, что электронномикроскопические и другие виды минералогических (косвенных или прямых) исследований не должны проводиться. Любая информация о минеральном составе руд позволяет в той или иной мере решать прогнозные задачи в связи с освоением месторождений способом ПВ.

Если влияния минерального состава руд на выбор выщелачивающего реагента и скорость извлечения ценных компонентов из недр теоретически и практически обоснованно, то влияние характера распределения урана, его взаимоотношения с обломочным материалом и межзерновым заполнителем песчаных отложений (микротекстур руд) на процесс ПВ урана, насколько известно, в опубликованных источниках не обсуждались.

Из микротекстур наибольшим распространением пользуются слоистая, пятнистая и вкрапленная.

Слоистая микротекстура полностью отражает слоистое (линейно-слоистое или косослоистое) строение оружененных пород и неравномерное распределение уранового компонента руд по слоям. Обычно более грубозернистые прослои (размер песчинок - десятки-сотые доли миллиметра) содержат повышенное количество урана, а более тонкозернистые – пониженное. В пределах прослоев микротекстура руд обычно равномерно вкраплен-

ная, но в ряде случаев отмечалось обогащение ураном оснований (подошвы) прослоев, что, прежде всего, выражается в проявлении здесь богатых пятнистых руд (пятнистая макротекстура).

Пятнистая макротекстура выражается в неравномерном, пятнистом распределении повышенных концентраций урана в руде. Пятна с повышенным содержанием урана могут быть изометричными, овальными, неправильной формы. Размер пятен колеблется от нескольких миллиметров до нескольких сантиметров. Распределение урана в пределах пятен более или менее равномерное, обычно в виде тонкой вкрапленности или микропятнистости. Пятнистая макротекстура обусловлена повышенным содержанием урана в зернах глауконита, в полевых шпатах, глинистых катуннов, гнездах аутигенного доломита.

Вкрапленная макротекстура отражает равномерное вкрапленное распределение урана в породе, выражающаяся в равномерном распределении сгущений треков на лавсановой пленке.

Изучение шлифов, фотопластинок и лавсановых пленок под поляризационным и сравнительным микроскопами позволило также выделить следующие микротекстуры руд: пленочную, пятнистую, вкрапленную, рассеянную.

Пленочная микротекстура представлена сплошными или прерывистыми пленками (каемками) на зернах песчаной фракции. Толщина пленок довольно постоянная и обычно не превышает 0,01-0,02 мм. Минеральный состав рудных пленок детально не выяснен (по-видимому, черни). Л.Н. Беловой в пленках на кварцевых песчаниках с месторождения Бешкак под электронным микроскопом удалось диагностировать настуран. Возможно, в пленочных рудах значительную роль играют сорбированные формы урана.

Пятнистая микротекстура обусловлена пятнистым распределением урана в породе. Пятна с повышенным содержанием урана имеют как изометрическую форму, соответствующую форме окатанных песчинок, так и неправильную из-за того, что уран приурочен к лимонитизированным выделениям пирита, лейкоксенизированным титан содержащим минералам, хлоритизированным и гидрослюдазированным песчаникам и др. минералам.

Вкрапленная микротекстура характеризуется равномерно вкрапленным распределением в породе уранового компонента. Обычно размер ураносодержащих выделений значительно меньше (иногда на порядок), чем в пятнистых макротекстурах. Форма выделений – изометричная. Вероятно, в этом типе руд урановый компонент в значительной мере представлен собственно урановым минералом (возможно настураном). Об этом можно судить, во-первых, по тому, что в лавсанах по этому текстурному типу руд часто встречаются прожженные участки, характерные для этой минеральной формы урана, во-вторых, по морфологии рудных вкрапленников (мелкие изометричные выделения).

Рассеянная (дисперсная, цементная) микротекстура. Как показывает анализ лавсановых пленок, эта текстура обычно отражает низкое (часто субфоновое) содержание урана, равномерно распыленного (диспергированного) в глинистом цементе рудоносных песков. На лавсановых пленках она выражается в равномерном распределении треков и в отсутствии их сгущений.

Изучение пространственного распределения урана в безрудных песках методом осколковой радиографии позволило выявить особенности распределения фоновых содержаний урана. По характеру сгущений треков на лавсанах, отражающих неравномерность распределения фоновых содержаний урана, можно выделить два основных типа микротекстур фоновых содержаний: пятнистую и вкрапленную. Эти текстуры связаны с вхождением урана в повышенных количествах в титаносодержащие минералы терригенного материала песков. Пятнистая и вкрапленная микротекстуры отличаются друг от друга размерами и формой скопления урановых треков. Во вкрапленной микротекстуре размеры в несколько раз (до одного порядка) меньше размеров пятен. Форма пятен различная, от изометричной до неправильной. В нескольких случаях наблюдалась пленочная текстура фона. Особенностью этой текстуры является появление ее вблизи рудоносных песков. Вероятно, несмотря на фоновое содержание урана в песках, появление пленочной текстуры говорит о принципиально иных условиях среды. Представляется, что пятнистая и вкрапленная микротекстуры фонов и пленочная микротекстура отличаются друг от друга генезисом и временем возникновения. Если фоны пятнистой и вкрапленной, вероятно, возникли задолго до рудообразования, может быть, еще до размыва исходных пород, то пленочная микротекстура, должно быть, соответствует началу рудообразования. Собственно, пленочный фон говорит о появлении в пластах легко подвижного урана.

Изучение микротекстур руд на различных месторождениях позволило выявить некоторые характерные особенности их распространения.

Месторождение Северный Букинай. Породы, вмещающие оруденение, представлены мелкозернистыми серыми полевошпатово-кварцевыми слабоглинистыми песками, содержащими на отдельных интервалах только рассеянную обугленную органику. Терригенная часть песков представлена кварцем, полевым шпатом (кислый плагиоклаз, обычно сильно серицитизированный, и калиевый полевой шпат). Характерной примесью в терригенной части являются слюды (тонкозернистый мусковит, гидрослюды или интенсивно измененный гидратизированный биотит). Из аксессуаров наиболее обычен турмалин.

Из рудных минералов почти во всех шлифах отмечаются мельчайшие выделения магнетита и тита-

новых минералов (ильменит, анатаз, лейкоксен, давидит). Новообразованные минералы чаще представлены пиритом, образующим тонкую вкрапленность в цементе. По сравнению с месторождениями Южный Букинай и Бешкак содержание пирита в рудных интервалах высокое, однако не превышает 0,1 % (обычно в пределах 0,01%). Пирит устанавливается практически во всех шлифах оруденелых пород. Характерной чертой пород месторождения Северный Букинай, вмещающих урановое оруденение, является, в отличие от Южного Букиная, постоянная примесь пирита, низкая карбонатность и практически полное отсутствие глауконита.

В безрудных породах фоновые содержания урана связаны не только с аксессуарными и рудными минералами – магнетитом, ильменитом и др. титановыми минералами (вкрапленная микротекстура фона), но в значительном количестве уран входит в состав измененных полевых шпатов и слюд терригенной части песков (пятнистая микротекстура фона).

Месторождение Южный Букинай. Рудоносные породы представлены светлыми зеленовато-серыми до темно-серых мелкозернистыми песками, иногда с глинистым или локально карбонатным цементом. В песках кое-где встречаются более плотные прослои алевролитов.

Пески полевошпат-кварцевые. Терригенный материал представлен как мономинеральными зернами кварца, полевых шпатов, слюды, турмалина, так и песчаниками древних перебитых пород (углисто-кремнистые сланцы, аргиллиты). В отличие от аллювиального карасыгырского горизонта терригенный материал морских песков кампана изменен слабо (серицитизация, гидрослюдизация). Почти всегда в песках присутствует глауконит. Из рудных минералов часто встречаются титановые минералы (анатаз, лейкоксен, ильменит, давидит), значительно реже – магнетит. Характерно также присутствие новообразованного пирита, развитого в песках в виде мелких кристалликов, реже сростков. Часто встречаются участки с повышенным содержанием карбонатов в цементе песков. Карбонат представлен либо монозернами кальцита, размер которых превышает в несколько раз размер песчаных пород, либо агрегатом мелких кристалликов (правильные ромбоэдри) доломита. Содержание доломита в песках колеблется от незначительных долей % до 2-3% в локальных участках.

Распределение фоновых содержаний урана изучалось в нерудных пробах. Распределение урана при фоновых содержаниях, так же как и в руде, неравномерное. На месторождении выделяется два типа фоновых концентраций урана: пятнистый, связанный с повышенным содержанием урана в измененных полевых шпатах, слюдах, глауконите, и вкрапленный, связанный с аксессуарами (турмалин, рудные минералы). Пески за пределами обо-

гащенных ураном пятен и мелкой вкрапленности, уран не содержат. Вблизи рудных залежей, в пустых породах, появляются слабо выраженные пленочная и рассеянная текстуры фонов. Вероятно, проявление этих текстур фона можно использовать в качестве поискового признака.

Месторождение характеризуется наиболее сложным минеральным составом песков в связи с широко развитым явлением доломитизации. В рудах в одинаковой степени широко развиты пленочная, пятнистая, рассеянная и вкрапленная микро-текстуры, количественное соотношение их от участка к участку сильно меняется, однако участки с преобладанием пленочных руд практически отсутствуют.

Месторождение Бешкак (рудная залежь №2). Рудная залежь приурочена к пескам. Выше и ниже по разрезу развиты рыхлые или довольно плотные олигомиктовые (преимущественно кварцевые песчаники с глинистым цементом).

Пески от мелко- до тонкозернистых, светло-серые, зеленовато-серые, кварцевые. Терригенная часть песков преимущественно до 95% кварцевая; в виде незначительной, но постоянной примеси встречается турмалин и глауконит, реже - полевой шпат, а из рудных минералов – магнетит, давидит, титановые минералы анатаза, лейкоксена и ильменита. Пирит встречается редко, очевидно новообразованный. Содержание рудных минералов в песках не превышает сотых долей %. В слабо сцементированных песках цемент представлен глинистыми минералами, вероятно, каолинитом, иногда в шлифах наблюдаются отдельные чешуйки гидрослюды, карбонаты практически отсутствуют.

В безрудных интервалах песков фоновый уран сконцентрирован исключительно в редких выделениях титановых минералов (ильменит, анатаз, лейкоксен, давидит) и магнетита, образуя в песках своеобразную фоновую (урановую) вкрапленность. Пирит отсутствует.

В рудных участках, в кварцевых песках, развит исключительно хорошо выраженный пленочный тип уранового оруденения. На лавсанах часто видна приуроченность треков урана к поверхностям кварцевых песчинок. Интересно, что в тонких рудных пленках часто встречаются изометричные утолщения (узелки), вероятно представленные индивидуализированными урановыми минералами (возможно, настураном). Кроме того, в руде присутствует и указанная выше фоновая вкрапленность (ураносодержащие титановые минералы и магнетит).

Анализируя в целом исследования особенностей распределения урана в песчаных отложениях вышеуказанных месторождений, можно сделать следующие предварительные выводы:

1. Извлечение урана из руд выщелачивающими растворами при прочих равных условиях должно зависеть от доступности его минеральных форм для

взаимодействия с растворами. Это зависит от пространственного взаимоотношения порового пространства (среды транзита растворов) с микровыделениями урана в породе. По-видимому, наиболее интенсивное извлечение будет протекать в рудах с пленочным распределением урана. С меньшей скоростью будут растворяться пятнистые и вкрапленные руды, а рассеянный уран в составе породообразующих и акцессорных минералов, вероятнее всего, не доступен выщелачивающим растворам и представляет собой остаточные (неизвлеченные) запасы урана в эксплуатационных блоках ПВ.

Этот вывод требует экспериментальной проверки в лабораторных и натуральных условиях. В частности, в лабораторных условиях была сделана попытка проверки этого предположения. Она осуществлена путем сравнения изменения треков деления осколков урана до и после взаимодействия срезов рудоносных песков (шлифов) с сернокислыми и карбонатными растворами. Они позволили подтвердить отмеченную выше тенденцию перехода урана из твердой фазы в выщелачивающий раствор.

2. На изученных месторождениях пространственное микрораспределение урана тесно ассоциируется с фациальным строением рудоносных горизонтов. В пределах залежи № 44 месторождения Южный Букинай, локализуемой в прибрежно-морских мелко- и тонкозернистых глинистых песках, в рудах одновременно встречаются все типы микротекстур – пленочная, пятнистая, вкрапленная и рассеянная. В пределах залежи № 1 месторождения Северный Букинай в средне- и крупно- зернистых песках русловой (и возможно пристрежневой) фации преобладает пленочная и пятнистая (на участках богатых руд) микротекстура руд. По мере перехода к пойменной фации, уменьшения размера фракции песков и возрастания содержания глинисто-алевритового межзернового заполнителя микротекстурный облик руд становится более разнообразным.

Достаточно однородные по минеральному и гранулярному составу мелкозернистые, почти безглинистые, пески залежи № 2 месторождения Бешкак отличаются и исключительно однообразной формой выделения урана в рудах, имеющих преимущественно пленочное распределение.

Общий баланс урана в рудах гидрогенных месторождений складывается из минералов урана, ураносодержащих акцессорных минералов и минералов сорбента. Причем соотношение каждого из этих компонентов как в различных месторождениях, так и в рудных телах отдельного месторождения могут варьировать.

Для рассматриваемого рудного района огромную роль в создании промышленных руд для ПВ играют процессы сорбции и особенно сорбции урана гидроокислами титано-лейкоксенами (со структурой анатаза).

Основным источником титана для большинства участков данного рудного района является ильменит. Для ильменитов характерен значительный дефицит железа.

В процессе окисления происходит разрушение ильменита с образованием гидроокислов типа лейкоксена со структурой анатаза.

С помощью электронной микроскопии отчетливо фиксируются все стадии такого разрушения: от неизмененного ильменита через ильменит с накладывающейся структурой анатаза, анатаз со следами структуры ильменита, до чистого анатаза. Судя по морфологии отдельных частиц, частому вуалевидному облику скоплений – это гидроокислы титана, лейкоксена со структурой анатаза. В структуре гидроокислов титана присутствует в переменном количестве железо.

Гидроокислы титана активно сорбируют уран, который начинает фиксироваться на зондовой приставке «Кевекс», когда его количество достигает 0,0n%. Поскольку гидроокислы титана отмечаются практически во всех рудных пробах, можно предположить, что все они в той или иной степени ураноносны.

При небольших количествах урана в структуре анатаза не отмечается каких-либо изменений. По мере извлечения содержание урана на микрофракционных картинках прослеживается наложение на структуру анатаза структуры уранинита. Вначале это характерное широкое «гало», но постепенно структура уранинита совершенствуется, а структура анатаза исчезает полностью. При анализе таких руд во многих пробах прослеживается постепенное увеличение соотношения U^{IV}/U^{VI} , свидетельствующее о наличии восстановительной обстановки. Во вновь образовавшемся уранините (настуране) вначале фиксируется титан, но затем он исчезает.

Однако в целом ряде проб с установленным настураном отмечается крайне низкое отношение U^{IV}/U^{VI} . Как правило, в этих пробах всегда прослеживаются и гидроокислы титана, либо с ураном, либо без него. Вернее, без тех количеств урана, которые в состоянии зафиксировать «Кевекс». Наиболее логично считать, что здесь идет обратный процесс: разрушение настурана и повторная сорбция урана гидроокислами титана. По-видимому, двоякая может быть и причина появления «гало» уранинита в структуре анатаза. В какой-то степени это может быть связано и с восстановлением шестивалентного урана в гидроокислах титана под воздействием электронного пучка.

Исходные носители титана, главным образом ильменит, часто изначально в своем составе содержат уран и, таким образом, являются поставщиками в растворы не только титана, но и урана.

Помимо титанатов, уран значительно содержится во многих аксессуарах. Однако в доступных для

обнаружения «Кевексом» количествах, он лишь в отдельных зернах апатита и глауконита.

Об апатите следует сказать несколько особо. При изучении рудного разреза на месторождении Бешкак было обращено внимание на присутствие большого количества апатита, причем часто органического происхождения. Почти все апатиты ураноносны. При сильном повышении содержания урана в таких апатитах фиксируется настуран. Соответственно сделан вывод о сорбции урана апатитами вплоть до образования настурана. Помимо настурана и ураносодержащего апатита (органического происхождения) для месторождения Бешкак было характерно наличие проб, резко отличающихся более темным цветом, связанным с присутствием коффинита.

Гидроокислы титана с сорбированным ураном могут высаживаться на любых компонентах вмещающих пород в виде пленок, в трещинах минералов, а также в межзерновом пространстве.

При обсуждении механизма рудонакопления на месторождениях «роллфронт» (использован американский термин) существуют две крайние точки зрения. Исследователи (Коченов, Оношко и др.) полагают, что доминирующей в процессе рудообразования является сорбция урана различными сорбентами.

Одни считают, что сорбционные процессы предшествовали восстановлению урана, другие процессам восстановления не придают никакого значения. Такая точка зрения характерна для последователей американской школы.

Другая группа ученых (Шмариович др.) основное значение придают восстановительным процессам, приводящим к осаждению урана из подземных вод, при этом влиянию сорбции придается второстепенное значение, определяющее лишь микротекстурный облик руд.

Данное исследование не позволяет ответить на вопрос, какие из процессов рудообразования первичны, а какие вторичны, но однозначно указывает на пространственную связь уранового оруденения с титаносодержащими минеральными образованиями в пределах изученных участков.

Вывод о пространственной ассоциации урановой минерализации с титаносодержащими минералами, по-видимому, может быть использован как прогнозный признак, позволяющий по характеру распределения в осадочных породах ильменита, анатаза и лейкоксена предполагать микротекстульные особенности распределения урана в рудоносных отложениях.

Следующий важный вывод из электронномикроскопических исследований – преимущественно окисный состав руд месторождений Северный и Южный Букинай и окисный, с незначительным содержанием силикатов урана состав руд из залежи № 2 месторождения Бешкак.

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПРИ ПРОГНОЗИРОВАНИИ И ПОИСКАХ МЕЗОЗОЙСКОГО ОРУДЕНЕНИЯ В ПАЛЕОРУСЛОВНЫХ СТРУКТУРАХ

Голиценко Г.Н., главный геофизик Центрального рудоуправления НГМК, канд. геол.-минер. наук

В связи с уменьшением резерва выходящих на дневную поверхность и неглубокозалегающих месторождений все большую актуальность приобретают поиски месторождений, в первую очередь золота, погребенных под чехлом рыхлых отложений.

На основе обобщенных данных о геологическом строении и физических характеристиках пород осадочного чехла Средней Азии и Казахстана разработаны способы интерпретации геофизических данных для выявления отложений, благоприятных для локализации уранового и золотого оруденения в условиях широкого развития осадочного чехла. Разработанная методика может быть применена для условий Центральных Кызылкумов, которая позволяет локализовать площади поисков с минимальным объемом заверочного бурения.

Обобщение и анализ фактического материала Краснохолмского, Степного ПГО, Целинного ГХК, НГМК, САИГИМСа, ВСЕГЕИ, ВИМСа по изучению гидрогенных месторождений Центральных Кызылкумов, Казахстана, Китая и других регионов устанавливают тесную связь экзогенных рудообразующих процессов в локализации и перераспределении уранового и золотого оруденения, имеющих много общего в различных провинциях. Известны многочисленные проявления золотой и урановой минерализации в донных осадках и аллювиальных отложениях палеорусел древних рек. Отмечается приуроченность богатых руд к наиболее проницаемым частям разреза. Это рудоносные отложения постоянных и временных потоков в речных долинах равнинного и предгорного типа. Руслу врезаются в фундамент, рудные участки располагаются в верховьях палеодолин. Состав рудовмещающей толщи - аллювиальные русловые и пойменные отложения (галечники, пески). Это тип мезозойского пластово-инфильтрационного оруденения в палеорусловых структурах. [1-3]. Так, например, в Центральных Кызылкумах золотое оруденение сформировалось в пределах наиболее активных новейших поднятий. Россыпи несут черты своих материнских коренных месторождений и подразделяются на аллювиальные со самородным золотом в песках, элювиальные со «свободным» золотом в профиле коры выветривания.

Это россыпи в горных частях Алтынтау, Тамдытау, Нуратау, Мурунтау, на северном склоне Север-

ного Нуратау - в конусах выноса рек Каттаич, Кескан, Кансай и другие, аллювиальные россыпи в горных частях долин южных склонов Северного (Акчаб, Бигляр, Юсупова и др.) и Южного Нуратау (Сармич, Бакачинар, Алтынсай и др.). В последние годы в Центральных Кызылкумах установлено россыпное золото в отложениях, перекрывающих золоторудные месторождения Аджибугут и Колчиктау. И наконец, куда девалось золото Мурунтау и Мюntenбая, смытое эрозионным срезом в неоген-палеогенное время?

Сопоставляя морфологию современной дневной поверхности Мурунтауского рудного поля с данными площадных съемок вертикального электрозондирования (ВЭЗ) [4] и результатами космосъемки, отчетливо прослеживаются палеорусла древней реки в субмеридиональном направлении на десятки километров с развитием разрывной и пликативной тектоники, которые можно рассматривать как перспективные палеорусла, специализированные на россыпное золото (рис. 1).

В связи с этим применение экспрессных мало затратных структурных методов геофизики для выявления палеорусел и выявления среди них проницаемых русловых фаций является вполне оправданным.

В данной статье использованы многолетние исследования автора, выполненные в ЦГХК, в Северном Казахстане в 1970-1985 гг. по разработке и обоснованию способов интерпретации геофизических данных, которые вполне могут быть применены для изучения отложений палеодолин, специализированных на золотое оруденение, поскольку физические свойства рудовмещающих отложений Казахстана и Средней Азии практически идентичны. Определены область применения способов и факторы, ограничивающие их использование [5].

На основе проведенных полевых работ методами гравиразведки, магниторазведки в объеме более 4000 км², электрозондирования более 3500 физ. точек с разносами питающей линии 3000 м, измерений физических свойств многих тысяч проб кернов заверочных скважин (плотность, магнитная восприимчивость, удельное электрическое сопротивление, гамма-электрокаротаж поисково-разведочных скважин установлены (рис. 2, 3)):

- отчетливая плотностная граница раздела ($\Delta\rho$, г/см³) палеозойского фундамента с плотностью

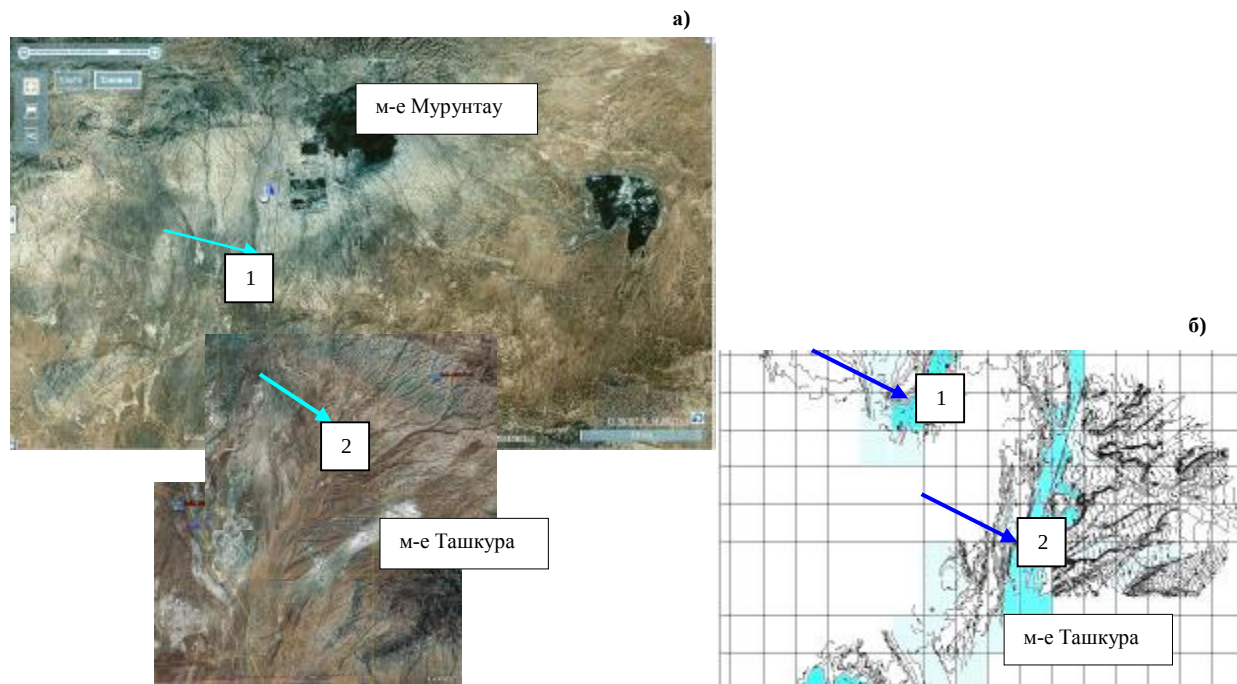


Рис. 1. Космоснимок Мурунтауского рудного поля (а) и фрагмент рельефа дневной поверхности месторождения фосфоритов Ташкура (б): 1, 2 - палеорусла

($\sigma=2,6-2,8 \text{ g/cm}^3$) и мезозойско-кайнозойских отложений ($\sigma=1,9-2,0 \text{ g/cm}^3$). Отмечается соответствие характера гравитационного поля структуре контактной поверхности;

- осадочные отложения с плотностью $1,9-2,0 \text{ g/cm}^3$ слабо дифференцируются по плотности – повышенными значениями среди них выделяются лишь русловые фации (песчано-гравийные горизонты и коры выветривания), гравитационное влияние которых не превышает $0,7-0,8 \text{ мГл}$ при плотности $2,4 \text{ g/cm}^3$;

- породы осадочного чехла практически немагнитны, характер магнитного поля и его интенсивность определяются составом и структурой палеозойского фундамента;

- отчетливая геоэлектрическая граница раздела скального фундамента и покровных отложений; средние сопротивления осадочного чехла не выше $100 \text{ } \Omega \text{ м}$, фундамента – до $3000 \text{ } \Omega \text{ м}$. Распределение электрических сопротивлений в разрезе подчеркивает особенности рельефа фундамента;

- палеодепрессии (при однородном палеозойском фундаменте) уверенно выделяются в гравитационном поле и по данным электрозондирования аномалиями, значительно превышающими погрешности измерений;

- русловые фации, располагающиеся в нижних частях разреза палеодолин, относительно малой мощности и значительной глубиной залегания практически не выделяются в гравитационном поле;

- наибольшая информация об особенностях пород чехла принадлежит вертикальному электрозондированию (ВЭЗ).

На кривых теоретических зондирований литологический состав осадочной толщи с чередованием водопроницаемых и слабопроницаемых горизонтов и кор выветривания отмечаются многослойными типами кривых, часто с неплавным характером и «затянутостью» формы асимптотических ветвей графиков ВЭЗ;

- проницаемые русловые фации вызывают на кривых ВЭЗ изменение формы восходящих ветвей, количественная оценка которых является основанием для их картирования. Эти изменения корреляционно связаны с мощностью русловых отложений (коэффициент корреляции $K=0,81 \pm 0,1$);

- выявлены зависимости указанных изменений на кривых электрозондирований при различных мощностях электрических неоднородностей и удельных сопротивлений.

Для оценки возможностей гравиметрии для выявления палеодолин рассмотрим:

Гравитационное поле от модели палеодолин. Неоднородный состав фундамента является одной из наиболее интенсивных помех.

Теоретические расчеты гравитационного поля как для однородного, так и сложного литологического состава фундамента, а также при различных по мощности перекрывающих депрессию отложений устанавливают (рис. 4):

- при увеличении мощности осадочных отложений характер гравитационного поля практически не меняется, отмечается соответствие формы аномальной кривой при однородном составе фундамента форме контактной поверхности, которая определяется с достаточной точностью;

- при уменьшении средней глубины контактной поверхности или при увеличении поперечных размеров элементов рельефа этой поверхности повышается точность расчетов и обеспечивается ошибка вычисления 5%-10%;

- соответствие характера гравитационного поля палерельефу нарушается в прибортовых частях палеодолины при наклоне бортов более 40-50°. Эта ошибка быстро уменьшается и при удалении от плоскости контакта при расстоянии выше 3-5 глубины уступа - ошибка незначительна.

При неоднородном составе фундамента качество разделения гравитационного поля определяется наличием надежного опорного материала.

Количественная оценка информативности геофизических методов. Для количественной оценки возможности комплекса геофизических методов использован расчет информативности на основе вычисления геометрических вероятностей. Применен аппарат теории информации на основе совпадения выбранных градаций изучаемых признаков и геологического объекта. Среднее количество информации о системе А (геологические критерии), содержащееся в сообщении системы В (физическое поле), измеряется разностью неопределенностей или энтропий до и после исследования. При этом система А рассматривается как достоверная. Результатами вычислений явились - оценки информативности геофизических методов на участках с известным геологическим строением. При этом установлено:

- выявление депрессии с однородным фундаментом - наибольшая информация заключена в гравитационном поле;

- при неоднородном фундаменте - наибольшая информативность в данных электроразведки;

- увеличение мощности покровного чехла до 600 м не уменьшает информативности гравитационного и магнитного полей;

- вертикальные зондирования ВЭЗ являются основным количественным методом для выявления русловых отложений;

- совместное использование данных гравиметрии и электроразведки более информативно, чем каждый из методов в отдельности.

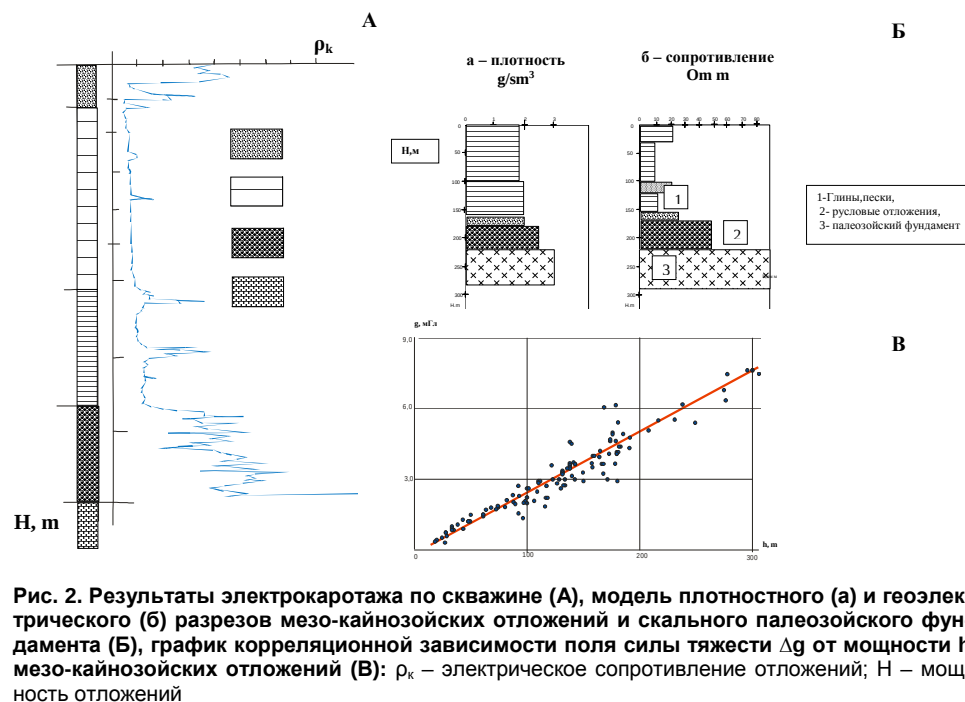


Рис. 2. Результаты электрокаротажа по скважине (А), модель плотностного (а) и геоэлектрического (б) разрезов мезо-кайнозойских отложений и скального палеозойского фундамента (Б), график корреляционной зависимости поля силы тяжести Δg от мощности h мезо-кайнозойских отложений (В): ρ_k - электрическое сопротивление отложений; H - мощность отложений

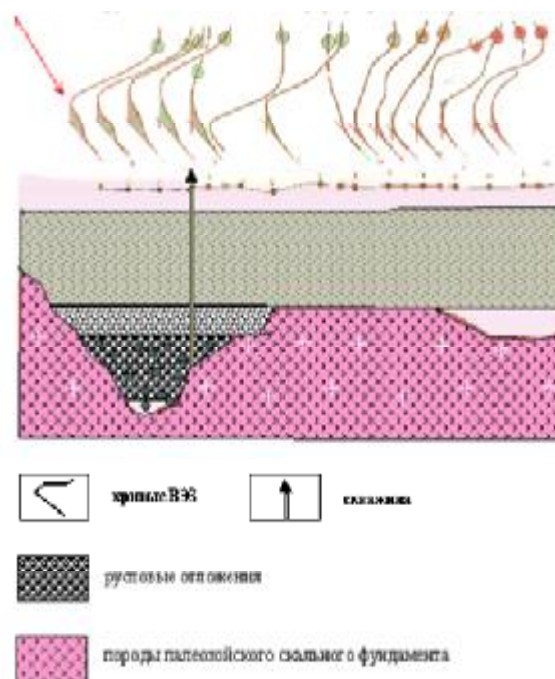


Рис. 3. Геолого-геофизический разрез построенный по данным ВЭЗ (м-е «С», пример выявления русловых отложений по их искажающему влиянию на форму асимптотических ветвей кривых электрозондирования)

Таким образом, на закрытой территории Кызылкумов устанавливается возможность применения методов структурной геофизики-гравиразведки, магниторазведки и электроразведки в таком сочетании и последовательности, при которых на основе зондирования и иных априорных данных производится перевод «пассивной» информации гравиразведки в разряд «активной».

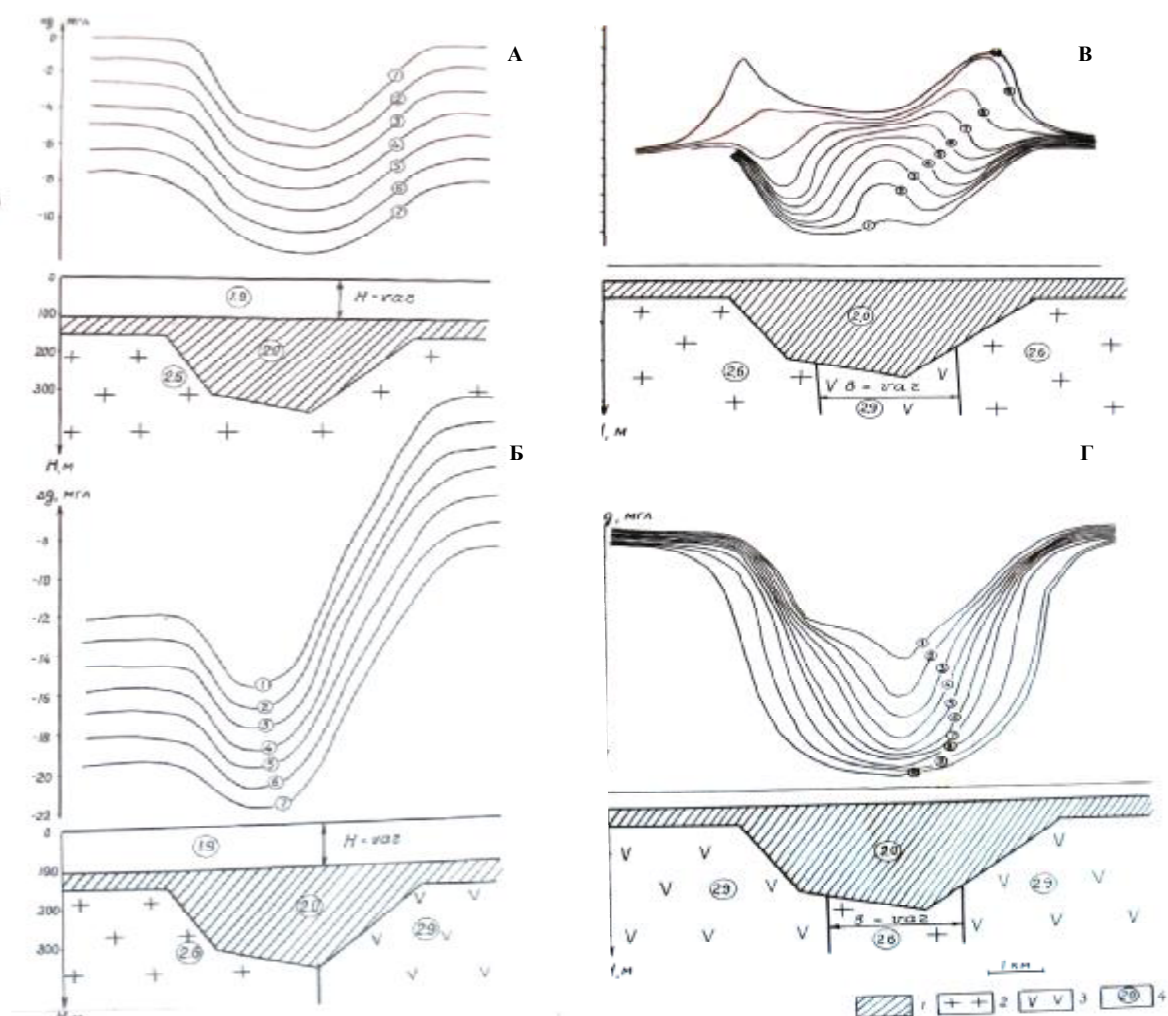


Рис. 4. Характер теоретических кривых гравитационного поля от модели палеодолины при различных мощностях перекрывающих отложений и различных составах фундамента: 1 – графики поля Δg при вариации мощности покровных отложений от 50 до 400 м; 2 – модель палеодолины месторождения «С»; 3 – однородный фундамент (гранитоиды); 4 – фундамент – контакт гранитоидов и порфиритов; 5 – порфириты под палеодолиной среди гранитоидов; 6 – гранитоиды среди порфиритов. А, Б, В, Г – теоретические разрезы и кривые при различном составе фундамента

Перевод осуществляется на основе корреляционного разделения физических полей и выделения составляющих, наиболее тесно корреляционно связанных с плотностной и геоэлектрической границами раздела мезозойско-кайнозойских отложений и скального фундамента.

Корреляционный метод разделения гравитационного поля и методика выявления палеодолин. В общем случае для преобразования физических полей и выделения указанных составляющих задаются трансформационным многочленом в виде полинома от координат точек наблюдений – это аналог метода разделения поля, основанный на тренд анализе [6]. Коэффициенты полинома находят с привлечением всей имеющейся дополнительной информации о строении изучаемого объекта.

Пусть известны в эталонных точках (скважинах): координаты X , Y , величина поля, например, гравитационного – $F_{\text{наблюд.}}(x, y)$, H – глубина залега-

ния палеозойского фундамента. Тогда трансформационный многочлен $F_{\text{фп}}$ (фоновая составляющая гравитационного поля) запишется в виде:

$$F_{\text{фп}} = \sum a_p x^p y^q, \quad (1)$$

где a_p – коэффициенты фонового многочлена;
 p – порядок геофизического фона (0, 1, 2, ...);
 x^p, y^q – базисные функции (1, 2, 3, ...).

Остаточная составляющая ($F_{\text{ост}}$), т.е. локальная составляющая, наиболее тесно корреляционно связанная с глубинами до фундамента:

$$F_{\text{ост}} = F_{\text{наблюд.}} - F_{\text{ф.п.}} \quad (2)$$

Коэффициенты геофизического фона определяются из условия минимума ошибки приближения $F_{\text{ост}}$ по N .

Критериями выбора оптимальной размерности фонового многочлена являются уменьшение дисперсии остаточной составляющей по мере повышения размерности многочлена при одновременном

возрастании коэффициента корреляции $F_{\text{ост.}}$ по H . Практически это осуществляется несложно с использованием современных компьютерных технологий – расчет тренда изменений искомого параметра в опорных точках поисковой площади в зависимости от их координат, где есть данные по скважинам, сейсморазведке и ВЭЗ. Такой же результат может быть получен экспрессным графоаналитическим способом, представленным ниже и являющимся аналогом описанного выше метода в профильном варианте.

Графоаналитический способ разделения гравитационного поля. Практически это профильный вариант метода разделения поля на основе выделения составляющих, наиболее тесно коррелиционно связанных с плотностной и геоэлектрической границами раздела мезозойско-кайнозойских отложений и скального фундамента, суть которого сводится к следующему:

- применяются методы структурной геофизики, гравиразведки, магниторазведки и электроразведки в таком сочетании и последовательности, при которых на основе использования ВЭЗ и иных априорных данных производится перевод «пассивной» информации гравиразведки в разряд «активной».

1. В пределах выделенной для опознания площади проводятся профильные гравиметрические измерения вкрест простирания предполагаемой или ранее известной палеодепрессии по сети соответствующей масштабу 1:10000 и шагом 25-50 м с последующей детализацией до 10 м. Для учета сползания нуля пункта одновременно создается опорная сеть по циклической методике (рис. 5).

2. Съёмка магнитного поля проводится по этим же точкам.

3. Обработка измерений и построение графиков гравимагнитных полей.

4. Выделение участков минимумов поля Δg и с учетом данных поля ΔZ для постановки точек ВЭЗ (для оценки однородности состава фундамента).

5. Проведение ВЭЗ со сгущенными разностями в пределах асимптотических ветвей кривых.

6. Интерпретация данных ВЭЗ с использованием современных программных комплексов IP12Win и IPI RES2 [4]. Построение геоэлектрического разреза, определение глубины до фундамента (H) и построение вертикальных разрезов кажущихся сопротивлений в линейном масштабе (с использованием данных о глубине до фундамента иных методов (скважин, сеймики и др.).

7. По графику корреляционной зависимости поля силы тяжести Δg от мощности (H) мезозойско-кайнозойских отложений (рис. 2, б) определяется в точках ВЭЗ гравитационное влияние мощности осадочного чехла рыхлых отложений в миллигалах, характеризующихся отрицательной избыточной плотностью. С целью приближенной оценки мощ-

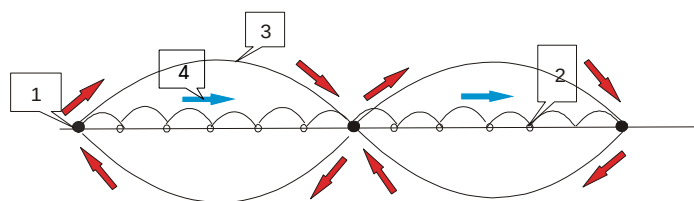


Рис. 5. Схема проведения профильной гравиметровой съемки с одновременным развитием опорной сети по циклической методике: 1-точки профильной опорной сети, 2- точки рядовой съемки, 3, 4-направление замеров оператором опорной и рядовой съемки

ности рыхлых отложений используется формула плоско-параллельного слоя:

$$\Delta g = 2\pi k \Delta \sigma H = 0,024 H - 0,12, \quad (3)$$

где k -гравитационная постоянная, H - мощность покровных отложений; $\Delta \sigma$ – среднее значение избыточной плотности фундамента относительно чехла.

8. Строится график поля Δg с учетом поля ΔZ , характеризующий границу раздела фундамента и чехла.

9. Вычисляя разницу между интенсивностью наблюдаемого поля Δg в каждой точке съемки и кривой поля силы тяжести, исправленную за влияние границы раздела двух сред с разными плотностными свойствами, получаем локальную аномалию, свободную от влияния неоднородного состава и структур фундамента.

Таким образом, осуществляется графоаналитическое разделение гравитационного поля с детальностью шага гравиметровой съемки. Используя график корреляционной зависимости поля силы тяжести Δg от мощности (H) мезозойско-кайнозойских отложений (рис. 2, б) строится погребенный рельеф палеодепрессии с детальностью шага гравиметровой съемки с учетом априорных данных. Практически это аналог метода разделения поля, основанный на тренд анализе [6].

На основе корреляционного разделения физических полей и выделения составляющих, наиболее тесно коррелиционно связанных с плотностной и геоэлектрической границами раздела мезозойско-кайнозойских отложений и скального фундамента. Преимущество метода в реальном практическом выделении локальной составляющей Δg , в отличие от формализованных математических методов: осреднения, аналитического продолжения в верхнее полупространство, вычисления вертикальных производных, или аппарата аппроксимации функции полиномами различных порядков, которые зависят от параметров преобразования - условных трансформаций поля силы тяжести.

Таким образом, методика изучения и оценки поисковых площадей позволяют локализовать площади поисков с минимальным объемом заверочного бурения.

Выявление русловых отложений. Данная задача связана с выявлением и картированием среди покровных отложений проницаемых горизонтов (русловых фаций), т.к. наибольшие концентрации минерализованных зон приурочены к проницаемым русловым фациям. Способ выявления русловых отложений относится к классу задач выявления слабых аномалий на фоне помех и рассмотрен выше (рис. 3).

Опыт применения программных комплексов для интерпретации вертикальных электрических зондирований (ВЭЗ) IP12Win и IPI RES2 (разработка МГУ 2003 г.), опробованных в течение 2 лет на фосфоритовом месторождении и ЦКВЗ, показал высокую эффективность метода при выявлении геоэлектрических границ разреза с погрешностью не выше 5%.

Выводы:

- в Центральных Кызылкумах применялись и применяются методы структурной геофизики, в том числе методом электроразведки для выявления твердых включений с целью эффективной отработ-

ки месторождения фосфоритов, а также для решения технологических задач для выявления обогащенных участков в системе ярусов подушки выщелачивания техногенного месторождения;

- при анализе результатов многолетних наблюдений выявились новые данные об особенностях геологического строения Мурунтауского рудного поля и фосфоритового месторождения Ташкура;

- были выявлены тектоно-эрозионные палеодолины субмеридионального направления с развитием разрывной и пликативной тектоники, постоянные и временные потоки речных долин равнинного и предгорного типа;

- определились фрагменты тектоно-эрозионных врезов субмеридионального направления, которые можно рассматривать как перспективные палеорусла, требующие дальнейших работ.

Предлагаемая методика может быть использована для условий Центральных Кызылкумов, которая позволяет локализовать площади поисков с минимальным объемом заверочного бурения.

Список литературы:

1. Готов Г.Н. «Основные особенности месторождения в позднекембрийских русловых структурах...», Горный вестник Узбекистана, 2010 г.
2. «Мурунтау» (коллектив авторов) Ташкент. ФАН. 1998. 540 с.
3. Цой Р.В., Исходжаев Б.А., Голованов И.М. и др. Геолого-промышленные типы месторождений золота Республики Узбекистан/ Тр. ИМР, Ташкент, 1996. с.45-56.
4. Голиценко Г.Н., Халецкая О.В. «Применение современных электроразведочных программных комплексов...» Тезисы, Материалы конференции «Инновация 2009», Ташкент
5. Голиценко Г.Н. Диссертация, М., (фонды ВИМС), 1982 г.
6. Шрайбман В.И., и др. Корреляционные методы преобразования и интерпретации геофизических аномалий, М, 1974

УДК 539.1+622.235.535.2

© Руми Д.Ф., Вечкина Е.А. 2010 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНЫХ СФЕРИЧЕСКИХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ КРАТКОВРЕМЕННЫХ ИМПУЛЬСНЫХ ВОЗДЕЙСТВИЯХ

Руми Д.Ф., старший научный сотрудник ИМСС АН РУз, канд. тех. наук; Вечкина Е.А., младший научный сотрудник ИМСС АН РУз

При изучении показателей горной промышленности можно сделать вывод, что более 70% горных выработок сооружается буровзрывным способом [1], на что затрачиваются значительные материальные ресурсы. А от эффективности буровзрывных работ зависит стоимость и скорость строительства и реконструкции новых горизонтов, объемы добычи горного сырья на открытых работах. Поэтому до настоящего времени проблема оптимизации буровзрывных работ остается весьма актуальной.

Начало развития расчетных методов показателей взрыва на эмпирической основе рассмотрены в работах [1-7]. Гипотеза, основанная на эмпиризме, себя исчерпала и возникла необходимость в постановке более глубоких теоретических исследований, использующих физические гипотезы с привлечением фундаментальных разделов науки (упругость, пластичность, гидродинамика, и т.д.). Теории действия взрыва в разных средах были существенно развиты в работах К.П. Станюковича, Г.М. Ляхова,

Г.И. Покровского, В.Н. Родионова, Г.П. Демидюка, В.Н. Мельникова, М.Ф. Друкованого, А.А. Вовка, М.А. Садовского и др. Были установлены важные закономерности действия взрыва в горных породах, практические приемы управления взрывом. Но предложенные многочисленные расчетные формулы содержали значительную эмпирическую компоненту, исходили из разных, иногда противоположных, гипотез и часто не были доведены до уровня инженерных расчетов. Остались без ответа вопросы теоретического обоснования роли динамической и квазистатической фаз действия взрыва, расчета формы и объема воронки выброса для разных систем зарядов, особенностей формирования зон трещиноватости вокруг зарядов и др. Поэтому перед теорией взрыва стоят сложные и далеко еще не решенные задачи раскрытия закономерностей механического действия взрыва в горных породах.

Численные и эмпирические расчеты должны, в первую очередь, ответить на следующие принципиально важные вопросы:

- каковы особенности трещинообразования в горных породах при взрыве заряда;
- в чем состоят основные закономерности формирования сферической полости выброса при взрыве зарядов различной мощности;
- каков вклад при разрушении горных пород взрывом вносят волны напряжений и давление газообразных продуктов взрыва (ГПВ).

Решение этих задач и закладывает теоретические основы механики взрыва, что позволяет перейти к разработке практически важных способов управления взрывным разрушением пород и обоснованию их технологических параметров. В данной работе сделана попытка ответить на первые два вопроса (табл., рис 1-4).

Также работа проводилась с целью определения влияния физико-механических свойств горных пород на размер радиуса сферической полости и давления продуктов взрыва в ней.

Комбинированная теория камуфлетного подземного взрыва. Теоретическое и экспериментальное изучение подземного взрыва имеет большое практическое значение. Подземный взрыв широко используется в народном хозяйстве для дробления горных пород, возведения плотин, образования водоемов и траншей, рыхления и уплотнения грунта, а также при добыче полезных ископаемых.

Представляет интерес решение задачи, посвященное подземному взрыву и основанное на простейших допущениях о физических свойствах грун-

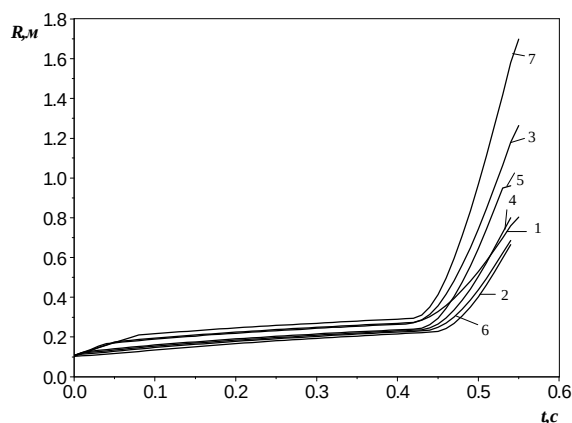


Рис. 1. Изменение радиуса разрушения по времени для различных типов грунтов: 1 - песчаник, 2 - доломит, 3 - известняк, 4 - гранит, 5 - мрамор, 6 - сланец, 7 - каменная соль

тов и горных пород.

Рассмотрим движение сферической ударной волны в грунте, который характеризуется следующими свойствами. В начальном состоянии плотность среды ρ_0 , при этой плотности она показывает пренебрежимо малое сопротивление сжатию. Доведенная до плотности ρ_1 среда несжимаема и в этом состоянии пластична, причем принимается, что абсолютная величина наибольшего касательного напряжения линейно зависит от среднего нормального напряжения (условие пластичности Прандтля). В несжимаемом теле условие Прандтля аналогично кулоновскому закону трения. Для сферической симметрии это следует из того, что в идеально пластичном, несжимаемом теле поверхность скольжения одинаково наклонена к каждому из трех главных напряжений.

Ударная волна возникает под действием взрыва в некотором небольшом сферическом объеме радиусом a_0 (радиус заряда ВВ). Главные оси тензора напряжений совпадают с координатными линиями сферической системы, центр которой совмещен с центром взрыва. Главные нормальные напряжения

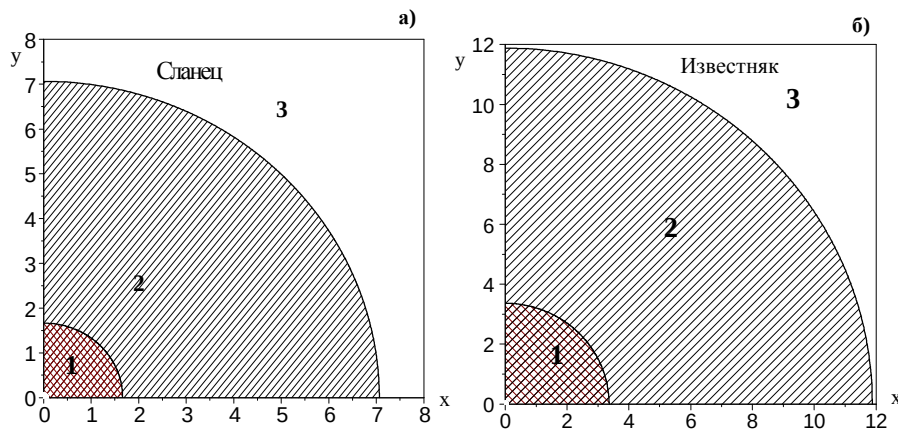


Рис. 2. Схемы разрушения горных пород: а) сланец, б) известняк; 1 - зона дробления, 2 - зона радиальных трещин, 3 - зона упругих деформаций

Физико-механические параметры горных пород						
Материал	Плотность $r_0, \text{kg/m}^3$	Скорость упругой вол- ны $c_y, \text{m/s}$	$E, \text{МПа}$	Предельные напряжения, МПа		
				сдвиг $s_s * 10 = s_b$	разрыв s_p	сжатие s_c
Песчаник	2300	3500	3500	150	5	170
Доломит	2800	5000	9800	95	35	190
Известняк	2700	3000	5000	26	4	100
Гранит	2600	5000	6000	70	8	155
Мрамор	2700	6000	8000	12	15	120
Сланец	2400	6200	7500	80	5	180
Каменная соль	2200	5000	3000	17	1	50

мы обозначим σ_r и $\sigma_\theta = \sigma_\varphi$.

Сферический подземный взрыв в горной породе может быть рассчитан в первом приближении на основе элементарных формул, если принять следующую схему подземного взрыва.

Весь рассматриваемый процесс разбивается на четыре этапа [3].

На первом гидродинамическом этапе (этапе сверхвысоких давлений) подземного взрыва будем считать горную породу жидкостью до тех пор, пока давление на границе ПД (продукт детонации) – грунт не уменьшится до величины порядка прочности частиц породы. Скорость движения каверны в момент конца первого этапа t_1 :

$$\dot{a}_1^2 = \frac{E_B}{2pa_0^3 r_0 Z^3} \left(1 - \frac{1}{Z^{3(k-1)}} \right) \quad (1)$$

Интегрируя уравнение (1), получим закон изменения радиуса полости от времени:

$$a_1 = a_1(t).$$

На втором этапе по горной уплотняющейся породе распространяется ударная волна, которая дробит горную породу. Эта раздробленная горная порода движется между ПД и фронтом ударной волны. Давление в ударной волне превышает предел прочности породы на раздавливание. В отличие от первого этапа горная порода считается твердой сре-

дой, где существуют касательные и нормальные напряжения. Считается, что параметры конца первого этапа движения $t = t_1, a = a_1, \dot{a} = \dot{a}_1$ являются начальными условиями второго этапа. Данному процессу соответствует следующее дифференциальное уравнение движения границы полости:

$$\dot{a}^2 \frac{r_0}{p_H} = \left[\frac{2Z^{a_1-3}}{3(k-1)} (1 - Z^{3(1-k)}) - \frac{b_1 Z^{a_1-3k}}{a_1 - 3k} \right] \left(\frac{a_0}{a} \right)^{a_1} + \frac{b_1}{a_1 - 3k} \left(\frac{a_0}{a} \right)^{3k}, \quad (2)$$

где $a_1 = -2/\ln e - 4e \ln e + 4, b_1 = -6/\ln e$. Данный период продолжается до момента t_2 , когда фронт ударной волны отделяется от фронта разрушения и его скорость равна скорости упругой волны c_y . Предельное значение скорости $\dot{a}_2$ в момент времени t_2 можно оценить с помощью условия, что σ_r равно критическому значению прочности среды на раздавливание σ_c :

$$s_r = -r_0 e^{(n-1)/(n+1)} / \dot{a}_2^2 = -s_c. \quad (3)$$

На третьем этапе имеет место динамическое безволновое расширение полости. Этот этап начинается с того момента, когда скорость фронта разрушения становится меньше скорости фронта волны. Движение раздробленной среды происходит с внутренним сухим трением. Во время третьего этапа пренебрегается перераспределение энергии из-за волновых процессов.

$$\dot{a}^2 = \left(\frac{a_2}{a} \right)^{a_2} \left[\dot{a}_2^2 - \frac{b_2 p_H}{(a_2 - 3k) r_0} \left(\frac{a_0}{a} \right)^{3k} + \frac{b_2}{a_2 r_0} h s_c \right] + \frac{b_2 p_H}{(a_2 - 3k) r_0} \left(\frac{a_0}{a} \right)^{3k} - \frac{b_2}{a_2 r_0} h s_c \quad (4)$$

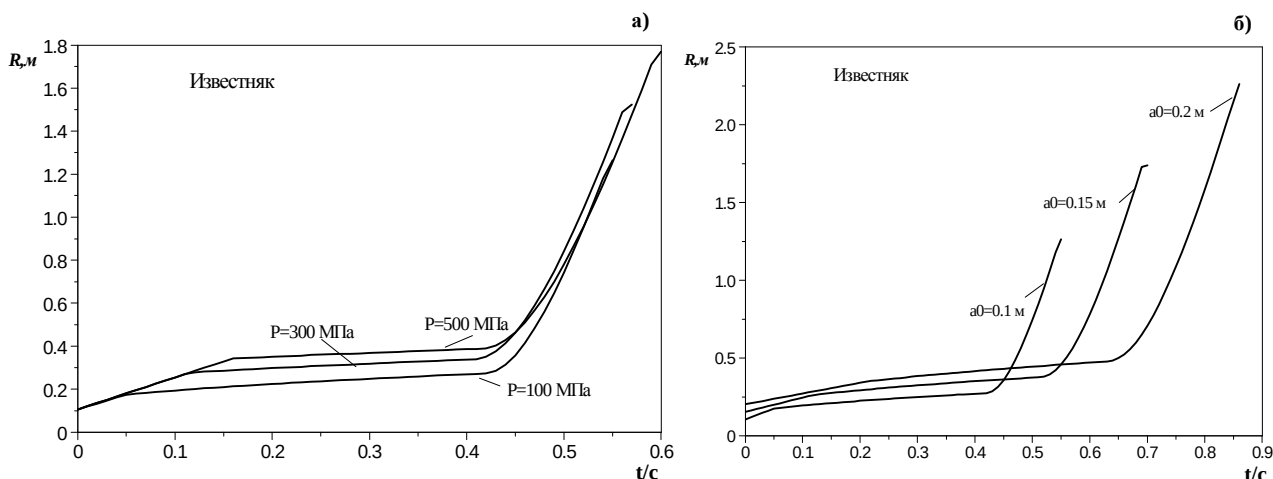


Рис. 3. Изменение радиуса разрушения горной породы в зависимости от: а) – приложенной нагрузки для известняка, б) начального радиуса для известняка

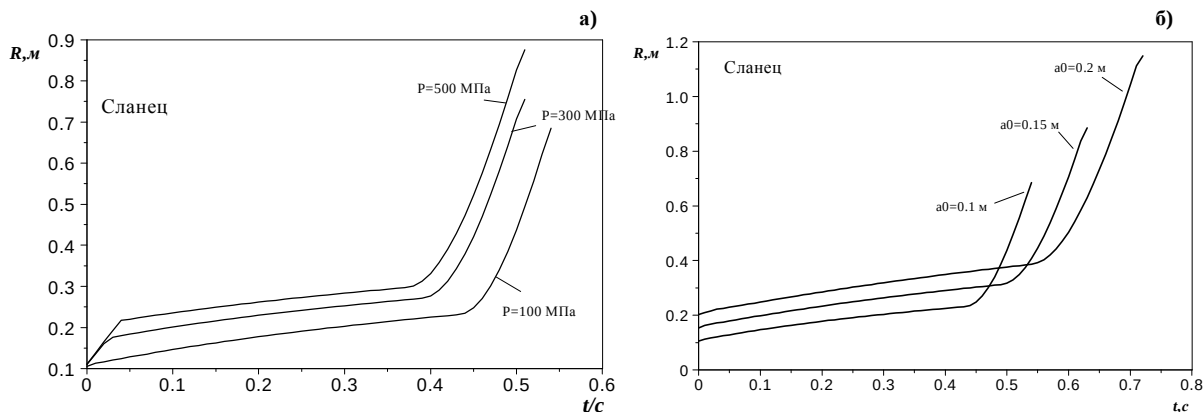


Рис. 4. Изменение радиуса разрушения горной породы в зависимости от: а) – приложенной нагрузки для сланца, б) начального радиуса для сланца

$$\text{где } a_2 = \frac{2n}{1-2n} \frac{(1+n) + (1-2n)h^{2-n} - (2-n)h^{1-2n}}{h^{2-n} - 1},$$

$$b_2 = 2(2-n)/(h^{2-n} - 1), p(a) = p_H (a_0/a)^{3k}.$$

$$a_m = a_2 \left\{ 1 + \frac{a_2 r_0 a_2^2}{b_2 h s_c} - \frac{a_2 p_H}{(a_2 - 3k) h s_c} \left(\frac{a_0}{a_2} \right)^{3k} \left[1 - \left(\frac{a_2}{a_m} \right)^{3k-a_2} \right] \right\}^{1/a_2}, \quad (5)$$

$$\text{где } h = \frac{b}{a} = \left(\frac{E}{3s_c} \right)^{1/3},$$

$$a_2 = 4 - \frac{4}{3 \ln h} + \frac{4}{3h^3 \ln h}, b_2 = \frac{2}{\ln h}.$$

Между зоной дробления и упругой зоной находится зона растрескивания горной породы, радиус которой b_0 можно оценить по формуле, получаемой на основе уравнений равновесия для упругой среды:

$$b_0 = b_m \sqrt{s_c / 2s_p}.$$

Четвертый этап начинается с момента остановки границы зоны разрушения и охватывает распространение упругих волн, излучение которых осуществляется внешней границей зоны разрушения.

Данные табл. характеризуют прочность образцов горных пород [3], где E – модуль Юнга, V – коэффициент Пуассона и σ_b , σ_p , σ_c – статические значения предельных напряжений.

Процесс взрыва, разбитый на четыре этапа, позволяет определить изменения параметров сферической полости. Полученные значения для всех типов грунтов и соответствующих им механических параметров показаны на рис. 1-4. Все расчеты проведены для параметров, приведенных в табл.

На рис. 1 представлены изменения радиуса разрушения горной породы по времени. Так, при нагрузке в 100 МПа и начальном радиусе $a_0 = 10$ см, процесс длится не более 0,6 с. Скачок на промежутке времени 0,45-0,55 с характеризует третий этап разрушения горной породы.

На рис. 2 представлены схемы разрушения, где четко видна вся картина происходящих изменений.

Здесь также нагрузка 100 МПа и начальный радиус $a_0 = 10$ см.

Следует отметить, что большое значение радиуса камуфлетной полости известняка, по сравнению с горючим сланцем, отличающемся несколько меньшей акустической жесткостью, объясняется эффектом плавления известняка в условиях взрыва химических ВВ, зафиксированным на их поверхностях.

На рис. 3-4, где изображены а) графики, показывающие изменения радиусов разрушения грунта для различной нагрузки (100 МПа, 300 МПа, 500 МПа); б) графики, показывающие изменения радиусов разрушения грунта для различных начальных радиусов ВВ (0,1 м, 0,15 м, 0,2 м).

Анализ вышеуказанных графиков показал, что развитие котловой полости, например, в горючем сланце и известняке при взрыве заряда мощности 500 МПа протекает примерно за 0,5 с, а для заряда мощности 100 МПа – за несколько меньший промежуток времени. Аналогичная связь прослеживается и для других типов грунтов. Что касается начального радиуса, то здесь тоже отмечается влияние для известняка большее, чем для горючего сланца.

Давление продуктов взрыва (ПВ) в камуфлетной полости, ее радиус и радиус распространения радиальных трещин находятся в нелинейной взаимозависимости и могут существенно изменяться для пород с различными свойствами, как показано на рис. 1-4.

Список литературы

1. Покровский Г.И. Взрыв. – М.: Недра, 1973г., 180 с.
2. Курант Р. Уравнения с частными производными. – М.: Мир, 1964г., 832 с.
3. Физика взрыва, под ред. К.П. Станюковича. – М.: Наука, 1975г., 704 с.
4. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1976г., 253 с.
5. Друкованый М.Ф., Комир В.М., Кузнецов В.М. Действие взрыва в горных породах. – Киев: Наукова думка, 1973г., 182 с.
6. Мосинев В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М.: Недра, 1976 г., 271 с.
7. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман В.Л. Производство массовых взрывов. – М.: Недра, 1977., 312 с.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ ГЕОДИНАМИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Федянина Л.Т., инженер-геолог Центрального рудоуправления НГМК

Обеспечение безопасности горных работ при открытой разработке месторождений возможно при рациональных параметрах бортов карьеров, определенных на основании достоверной информации о состоянии устойчивости горных массивов под действием массовых взрывов и землетрясений. Достоверное определение состояния горных массивов также позволяет моделировать процессы в горном массиве и определять параметры открытых горных работ. Для получения данной информации используются геофизические методы исследований, которые имеют современную аппаратную базу, ориентированную на использование ЭВМ.

Известно, что реальный горный массив, подверженный внешнему воздействию и влиянию массовых взрывов, в значительной степени нарушен. При этом геологические условия и ранее существующие поверхности ослабления для реального борта карьера уже не играют решающей роли при формировании деформаций.

Поэтому для локальных участков при формировании промежуточных контуров глубокого карьера необходимо вместе с детальной геологической оценкой использовать геофизические методы, позволяющие оценить прочностные свойства пород в массиве и принять необходимые корректировки в технологическом ведении горных и буровзрывных работ.

Ранее проведенные исследования с использова-

нием геофизических методов наблюдений за изменением геомеханических характеристик прибортового массива на карьере Мурунтау позволили повысить достоверность определения устойчивости бортов и выбрать их рациональные параметры.

При этом геологическая структура принималась по инженерно-геологическому разрезу, уточненному геофизическими исследованиями, а рациональные параметры технологических элементов определялись с использованием специализированных программ. Было установлено, что для условий карьера Мурунтау рациональные значения генеральных углов бортов отличаются от проектных на 3-6° в сторону увеличения при обеспечении долговременной устойчивости бортов. Данные результаты внедрены в работу карьера при формировании границ IV очереди.

В дальнейшем основным направлением геофизических исследований определен контроль сейсмического состояния бортов карьера (рис.1, 2). С июня 2007 г. на северном борту карьера (в здании диспетчерской) была установлена постоянно действующая 3-х компонентная сейсмическая станция с сейсмометрами типа СМЗ-КВ.

Регистрация сейсмосигналов проводится по трем компонентам: вертикальной Z (канал-1), горизонтальной X в направлении центра карьера (канал-2) и горизонтальной Y в направлении вдоль борта карьера (канал-3). Регистрация ведется в автоматическом

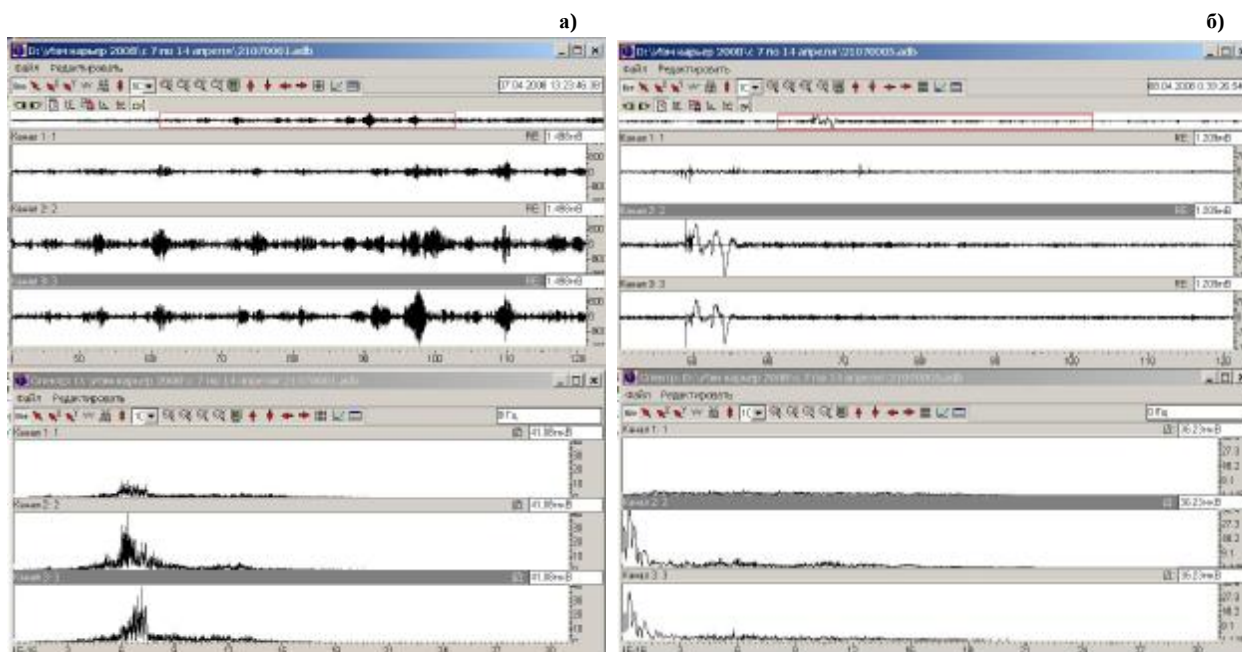


Рис. 1. Форма и спектр сейсмических сигналов: а) регионального шума или землетрясения; б) сейсмического треска

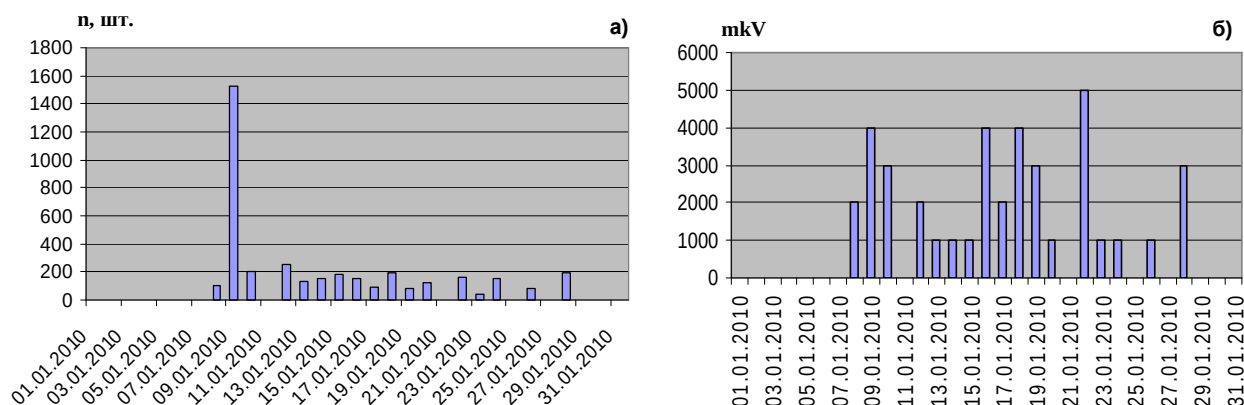


Рис. 2. Сводные диаграммы количества (а) и интенсивности (б) сейсмических событий за январь 2010 г. на стационарной сейсмической станции северного борта карьера

режиме. На сейсмограммах можно выделить различные сейсмические события, соответствующие региональному шуму, массовым взрывам, отдельным явлениям импульсного характера, возможно связанным с физико-механическими процессами, происходящими в прибортовом массиве, а также сигналы от естественных землетрясений.

Особое внимание уделяется импульсным сейсмическим событиям (сдвигам и трескам), которые по форме, спектру и интенсивности имеют ярко выраженный характер, отличаются от региональных шумов и могут быть использованы в качестве маркирующих при наблюдении за деформациями.

Например, для региональных шумов и землетрясений (рис. 1, а) характерен гармонический рисунок сигнала и спектр, имеющий максимальные значения в диапазоне 4-7 Hz. Для сдвигов (рис. 1, б) характерен ломаный рисунок сигнала с максимумом в спектре от 1 до 3 Hz. Амплитуда тресков по интенсивности сравнима с массовым взрывом, однако имеет отличный от него низкочастотный спектр с малым количеством гармонических включений.

Для оценки сейсмической активности по результатам стационарных наблюдений ежемесячно составляются диаграммы, отражающие количество и интенсивность сейсмических событий.

Как видно из диаграммы (рис. 2, а), наибольшее количество зарегистрированных сейсмических сигналов (15 шт.) приходится на 9-11 января 2010 г. При этом интенсивность колебаний (рис. 2, б) в это время также превышала фоновое значение (порядка 1000 mkV). Далее, с 13 по 31 января, количество сейсмических колебаний снизилось до фонового значения, но интенсивность колебаний превышала фоновое значение с 16 по 19, 22 и 28 января. По форме сигнала и характеру спектра данные события интерпретировались как землетрясения и шумы регионального характера. В этот период по данным международной сейсмической сети также была зарегистрирована сейсмическая активность в регионе. Сейсмических сигналов с характеристиками сдвига не отмечено. Инструментальные маркшейдерские и визуальные наблюдения также не регистрировали признаков развития деформаций на северном борту карьера в районе стационарной сеймостанции.

Таким образом, проводимые исследования позволяют анализировать сейсмические события при разработке карьера, осуществлять дистанционный контроль состояния бортов глубокого карьера и диагностику геодинамической активности района месторождения для обеспечения безопасности горных работ в карьере Мурунтау.

УДК 622.807.1/.2:502.002.637(575.1)

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

ОБОБЩЕНИЕ ОПЫТА ЭКСПЛУАТАЦИИ ПЫЛЕУЛАВЛИВАЮЩИХ УСТАНОВОК И СИСТЕМ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ НА ОБЪЕКТАХ НАВОЙСКОГО ГМК

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

Предприятия Навоийского ГМК, относящиеся к горноперерабатывающему комплексу, на этапах цикла: добыча-транспортировка-переработка, вы-

деляют значительное количество пыли. Практически все технологические переделы, места перегруза транспортируемого материала, штабели временного

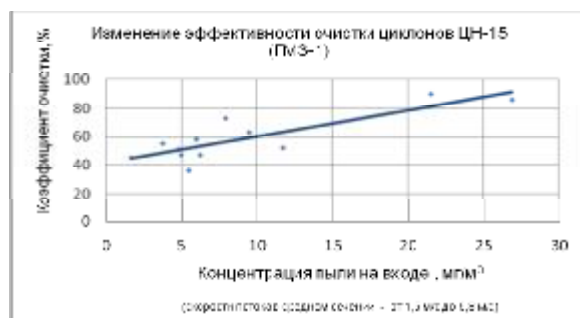


Рис. 1. Зависимость коэффициента очистки от величины пылевой нагрузки циклонов ЦН-15, установленных на ГМЗ-1

хранения, сопровождаемые интенсивным пылевыделением, оборудованы пылеулавливающими установками или системами пылеподавления.

Учитывая то обстоятельство, что основные производственные мощности комбината введены в эксплуатацию 40 и более лет назад, то практически все пылеулавливающие установки подвержены физическому износу и моральному старению. Новые технологические линии, введенные в эксплуатацию последние 10-15 лет, оснащены более современными и высокоэффективными пылеулавливающими системами.

Для борьбы с пылью на добычных работах объектов НГМК применяется предварительное увлажнение подготовленного к выемке массива, либо орошение самого добычного забоя.

Использование пылеулавливающих установок начинается с участков приема руды перерабатывающих заводов. Значительное выделение пыли при разгрузке самосвалов и думпкаров предопределило использование центробежных циклонов типа ЦН и скоростных промывателей СИОТ, которые рассчитаны на очистку воздуха с высоким содержанием пыли.

Центробежные циклоны являются наиболее распространенным видом пылеочистного оборудования. Широкое использование циклонов объясняется простотой и надежностью их конструкций, сравнительно небольшими материальными затратами на изготовление и эксплуатацию. Циклоны можно исполь-

зовать для очистки от пыли при высоких температурах и давлениях. Центробежные циклоны конструкции НИИОГаза (V класс пылеуловителя) предназначены для улавливания пыли, относящейся к I категории дисперсности.

Оценка эффективности работы циклонных пылеуловителей, как равно и других пылеулавливающих установок, производится по величине коэффициента очистки. Величина коэффициента очистки зависит от многих факторов. Наиболее значимыми факторами считаются: фракционный состав, масса и свойства пыли, условия эксплуатации. Большое влияние на эффективность очистки циклонов всех типов оказывает величина скорости потока, отнесенная к среднему сечению циклона. Почти все циклоны работают на скорости 3,0-3,5 м/с при наличии в очищаемом воздухе минеральной пыли и 2,5 м/с для пыли деревообрабатывающих цехов. Существенное влияние на величину коэффициента очистки оказывает объем подсосываемого воздуха через разгрузочные устройства. Так, при нахождении пылеочистой установки под разрежением качество затворных механизмов должно быть безупречным.

Ошибочным считается мнение, что номинальные значения коэффициентов очистки, указанные в технических характеристиках к оборудованию, должны выдерживаться при любых значениях концентрации пыли во входящем воздухе при равенстве всех остальных параметров.

На рис. 1 и 2 представлены зависимости коэффициентов очистки от величины пылевой нагрузки по данным промышленных испытаний, проведенных авторами на объектах НГМК.

Представленные зависимости наглядно показывают, что эффективность очистки увеличивается при возрастании пылевой нагрузки и падает при ее снижении.

Если усреднить величины всех показателей эффективности очистки по тем объектам, на которых проводились промышленные испытания, то усредненный коэффициент очистки циклонами ЦН-11 и ЦН-15 составил 60% и в редких случаях достигал 85-90%.

Исходя из анализа параметров работы циклонов типа ЦН, можно сформулировать вывод: циклоны типа ЦН не способны обеспечивать санитарные требования к воздуху рабочей зоны и окружающей среды и их следует применять только в качестве первой ступени очистки. При полном физическом износе циклонов на участках, где не обеспечивается снижение выбросов до нормативных значений, целесообразнее производить их замену на современные средства очистки.

После циклонных пылеуловителей наиболее распространенными пылеулавливающими установками на объектах НГМК следует считать скоростные промыватели и циклоны - промыватели СИОТ, разработанные Всесоюзным научно-исследовательским институтом охраны труда ВЦСПС. Данными установками в основном оборудованы корпуса крупного

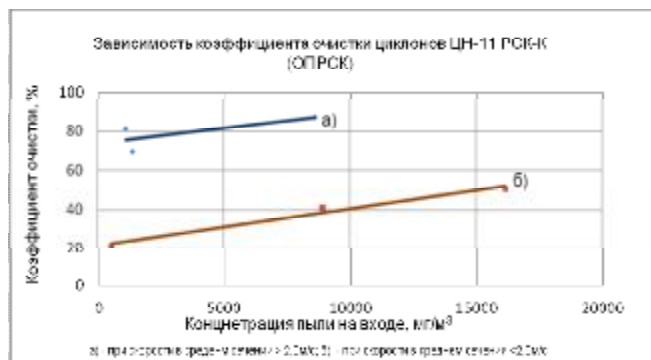


Рис. 2. Зависимость коэффициента очистки от величины пылевой нагрузки циклонов ЦН-11, установленных на РСК-К (ОПРСК)

дробления и измельчения. Они зарекомендовали себя как высокоэффективные и надежные пылеулавливающие установки, не требующие квалифицированного обслуживания.

Эффективность очистки установок СИОТ зависит от скоростных параметров входного потока (рекомендуемая скорость 14-20 м/с) и величины расхода орошающей жидкости (рекомендуется от 2,0 м³/ч до 31,0 м³/ч в зависимости от типоразмера) и при правильном соблюдении условий эксплуатации может достигать 98-99%.

Установленные в главном корпусе ГМЗ-2 на отметке +29,0 м циклоны-промыватели эксплуатируются в несвойственном для этих установок режиме. Концентрация пыли во входящем воздухе в основном колеблется в диапазоне от 2,0 до 8,0 мг/м³ при номинальном значении запыленности для этого типа пылеуловителей 5000 мг/м³. По причине низкого уровня запыленности входящего воздуха определить коэффициент очистки данными установками не удалось.

Учитывая тот факт, что подать орошающую жидкость в нужном объеме к этим установкам в жаркие периоды года проблематично, и из-за отсутствия превышений нормативов ПДВ в выбросах специалистами института «O'zGEORANGMETLIT» было предложено принять решение о демонтаже данных пылеулавливающих установок.

Аналогичная ситуация сложилась при эксплуатации установок на отм.+12,6 м главного корпуса ГМЗ-2, где концентрация пыли на входе в установки не превышала 2,2 мг/м³. Низкий уровень запыленности входящего воздуха явился следствием действия систем водяного орошения на узлах перегруза руды. Определить эффективность работы установок, расположенных на отм.+12,6 м, также не представилось возможным.

Эксплуатация же скоростных промывателей СИОТ на участках с повышенной интенсивностью пылеобразования (цеха №2, №1 ГМЗ-3, цех №1 ГМЗ-2) показала на их высокую эффективность, которая составляла не менее 98,0%. Однако при этом не достигался эффект снижения выбросов до допустимых нормативов.

Другой надежной пылеулавливающей установкой на объектах НГМК зарекомендовали себя установки ударного действия типа ПВМ.

Пылеуловители ПВМ вентиляционные мокрые со сливным удалением шлама предназначены для очистки воздуха от пыли средней и мелкой дисперсности (3 и 4 группы дисперсности) с концентрацией не более 10г/м³.

Пылеуловители типа ПВМ в большей степени используются на машиностроительном заводе ПО «НМЗ». Производственные процессы, сопровождаемые интенсивным выделением пыли, носят кратковременный характер, в связи с чем отбор достоверных проб в процессе проведения промышленных испытаний был невозможен и установить истинные коэффициенты очистки не удалось.

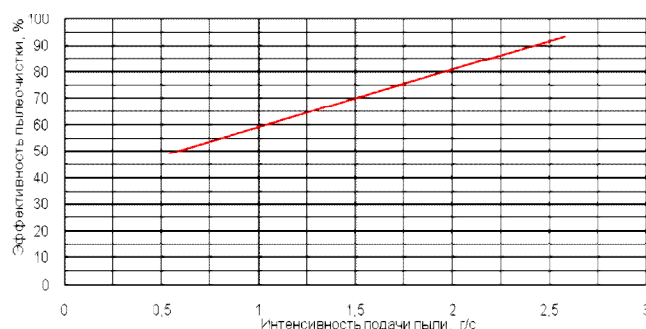


Рис. 3. Изменение коэффициента очистки в зависимости от пылевой нагрузки

Учитывая это обстоятельство, для оценки качества работы пылеулавливающих установок был проведен эксперимент.

Суть эксперимента состояла в том, что с помощью пылегенератора в аспирационную систему подавалась пыль с разной интенсивностью. На рис. 3 представлена эффективность пылеочистки пылеуловителем ПВМ в зависимости от пылевой нагрузки. Как видно, характер зависимости соответствует зависимостям, представленным на рис. 1 и 2.

Это еще раз доказывает, что производить оценку эффективности работы пылеулавливающих установок следует не только по величине коэффициента очистки, а и по совокупности других параметров. К ним, в первую очередь, следует отнести: параметры входных потоков; массу и дисперсный состав пыли во входящем потоке; величину гидравлического сопротивления, величину подсоса воздуха на пылеулавливающей установке.

Анализируя проектные параметры аспирационных систем, можно констатировать, что они, как правило, должны поддерживать состояние внутрицеховой атмосферы на уровне принятых нормативов. На практике же не более 10% обследованных систем оказались способны обеспечивать проектные параметры.

Причина этого заключается главным образом в неудовлетворительном техническом состоянии вентиляционного оборудования: частота вращения рабочего колеса вентиляторов не соответствует проектной частоте вращения; не соблюдаются скорости движения в воздуховодах, что приводит к отложениям пыли; из-за отсутствия качественных стыков воздуховодов наблюдаются значительные подсосы воздуха; из-за применения модельных фасонных частей воздуховодов (тройники, угольники, колена) аэродинамические сопротивления вентиляционных сетей превышают проектные значения.

Обслуживание и наладка вентиляционных систем требует определенных знаний и навыков.

С целью общего сокращения выбросов вредных в атмосферу, повышения эффективности работы аспирационных систем, своевременной замены устаревшего оборудования на новое службам НГМК следует привлекать специализированные организации и следить за работой всех систем постоянно.

МОДЕЛЬ ИССЛЕДОВАНИЯ СИСТЕМЫ ПРИВОДА РУДОРАЗМОЛЬНОЙ МЕЛЬНИЦЫ

Багдасарян М.К., зав. кафедрой «Электрические машины и аппараты» Государственного инженерного университета Армении, докт. техн. наук

В период эксплуатации рудоразмольной мельницы ее технологическая нагрузка изменяется во времени по разным законам. Это в основном зависит от качественных и количественных характеристик измельчаемой руды и измельчающих материалов, а также от состояния футеровки барабана. Изучение динамики привода в условиях изменения технологической нагрузки представляет интерес с точки зрения рационального выбора параметров привода. Решение поставленных вопросов представляет собой сложную задачу со многими неизвестными.

Вследствие большого объема факторов и их влияния на процесс измельчения детальное изучение таких систем невозможно, что приводит к необходимости создания адекватной модели, имитирующей поведение исследуемой системы.

В настоящей работе предлагается модель изучения динамики привода рудоразмольной мельницы, которая представляет собой имитационный объект, выраженный аналитическими зависимостями. Модель в комплексе учитывает механические, электромагнитные, а также технологические процессы. Для разработки такой модели составлена система дифференциальных уравнений, описывающая динамические явления в системе привода рудоразмольной мельницы [1]:

$$\begin{cases} J_1 \frac{d^2 j_1}{dt^2} - c(j_2 - j_1) = -M_M \\ J_2 \frac{d^2 j_2}{dt^2} + c(j_2 - j_1) = M, \end{cases} \quad (1)$$

где $c(j_2 - j_1) = M_{12}$ – динамический момент нагрузки упругого элемента; M_M – приведенный момент сопротивления, создаваемого рудоразмольной мельницей; φ_1 – приведенное к валу двигателя перемещение мельниц; φ_2 – угол поворота вала двигателя; c – жесткость приводного вала двигатель-мельница; M – электромагнитный момент синхронного двигателя; J_1, J_2 – моменты инерции барабана мельницы и ротора синхронного двигателя.

Момент сопротивления, создаваемого мельницей, определяется характером силового воздействия на измельчаемый материал. Исследования показали, что в общем случае характер нарастания внутримельничной нагрузки можно аппроксимировать полиномом третьей степени, при этом момент сопротивления мельницы определяется по формуле:

$$M_M = a_1 \varphi_2^3 + a_2 \varphi_2^2 + a_3 \varphi_2 + a_4, \quad (2)$$

где a_1, a_2, a_3, a_4 – постоянные коэффициенты полинома момента сопротивления, создаваемых мельницей.

Электромагнитный момент двигателя определяется уравнениями Парка-Горева, где M представляется в виде [2]

$$M = \Psi_d i_d - \Psi_q i_q \quad (3)$$

где Ψ_d, Ψ_q – потокосцепление обмотки статора по продольной и поперечной осям; i_d, i_q – ток статора по продольной и поперечной осям.

Для исследования динамики привода при изменении технологической нагрузки весьма эффективным является использование пакета Matlab, содержащего в своем составе инструмент визуального моделирования Simulink [3]. Динамика системы рассмотрена при следующих состояниях технологического нагружения: момент сопротивления мельницы постоянный; момент сопротивления мельницы изменяется полиномом третьей степени.

На рис. 1 приведена модель для исследования влияния характера технологической нагрузки на динамику привода

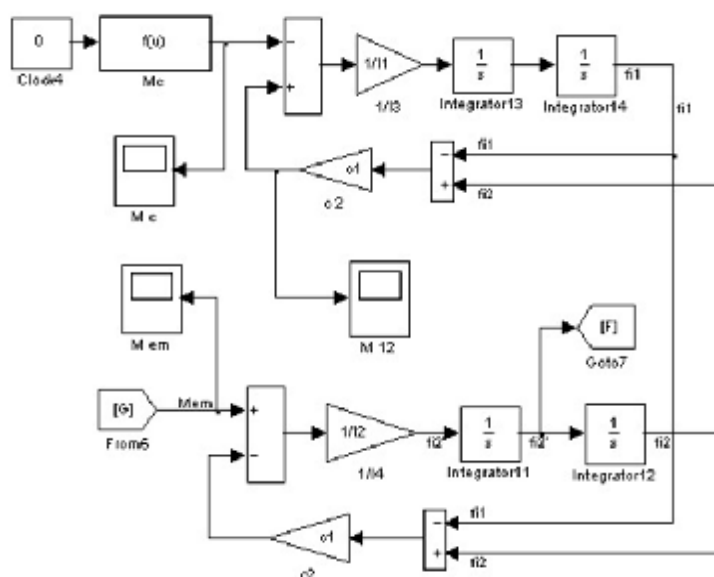


Рис. 1. Модель для исследования влияния характера технологической нагрузки на динамику привода

элемента системы двигатель-мельница. В модели использована расчетная схема электромагнитного момента $From6$, структурная схема которой приведена на рис. 2. Последняя, в свою очередь, охватывает составные части $From1$, $From2$, $From3$, $From4$, определяющие соответственно Ψ_d , Ψ_q , Ψ_f , Ψ_{hd} , Ψ_{hq} .

На рис. 3-4 приведены зависимости, характеризующие динамику синхронного привода рудоразмольной мельницы при постоянных и изменяющихся технологических нагрузках.

Анализ зависимостей, полученных по результатам разработанной модели, показывает, что с учетом изменения момента сопротивления, создаваемого мельницей, наблюдаются значительные изменения амплитуды электромагнитного момента синхронного двигателя и момента упругого элемента во времени.

Согласно проведенному исследованию, при разных жесткостях упругого элемента системы двигатель-мельница возникают значительные изменения амплитудного значения и интенсивности пульсации электромагнитного момента двигателя и динамического момента упругого элемента. Исходя из вышесказанного, исследованы возможности пуска синхронного двигателя при разных жесткостях упругого элемента системы двигатель-мельница. Учитывая особенности пуска синхронного двигателя, исследования проводили при постоянном моменте сопротивления мельницы. В расчетах подсинхронная скорость двигателя принималась

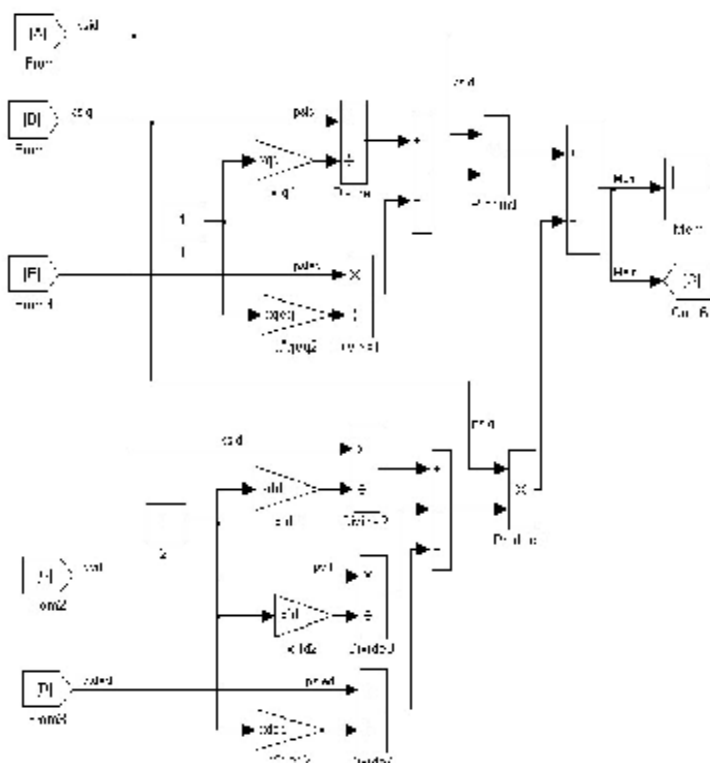


Рис. 2. Модель для определения электромагнитного момента

равной $\omega=0,95\omega_c$, что соответствует скольжению $s=0,05$ и частоте пульсации электромагнитного момента $p_n=2fs=5$.

На рис. 5 представлено изменение угловой скорости двигателя при жесткостях упругого элемента.

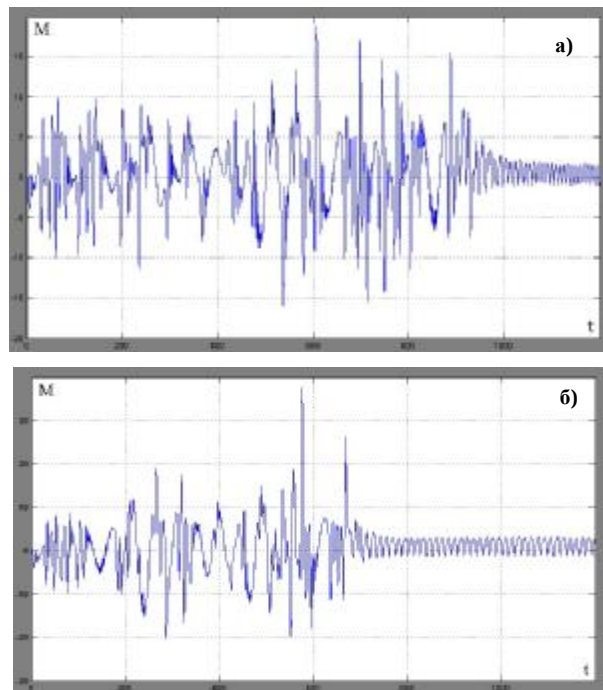


Рис. 3. Изменение электромагнитного момента двигателя при постоянном моменте мельницы (а) и при изменении момента мельницы (б)

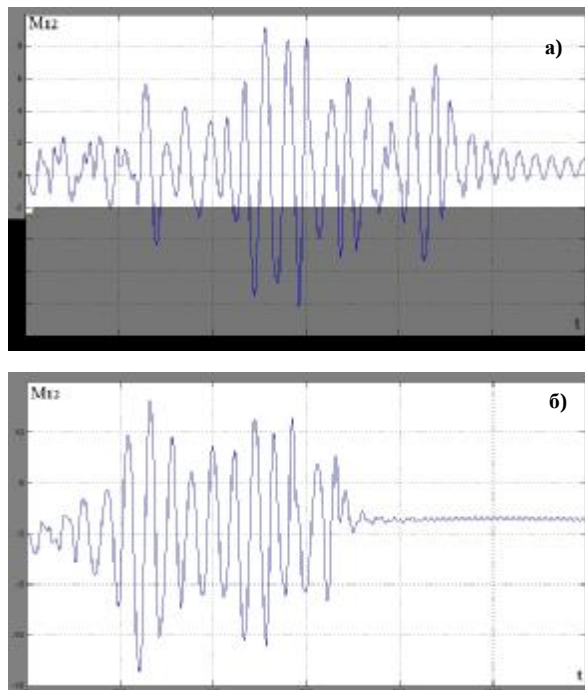


Рис. 4. Изменение динамического момента системы при постоянном моменте мельницы (а) и при изменении момента мельницы (б)

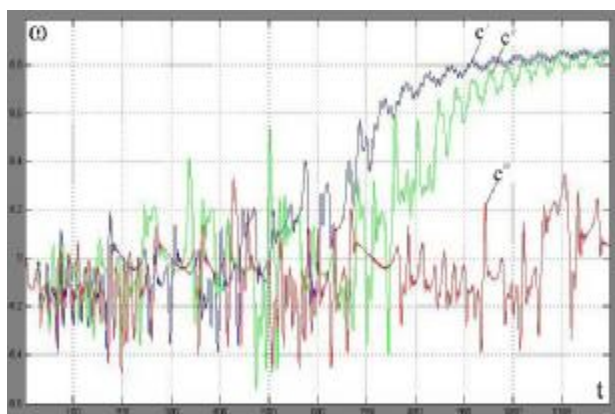


Рис. 5. Изменение угловой скорости синхронного двигателя в период пуска

Приводятся частоты собственных колебаний с разными жесткостями упругого элемента при:

- 1) $c'''=20092500 \text{ kg m/rad}$, $p=8,25$, т.е. $p > p_n = 5$;

Список литературы:

1. Красношак В.А., Бережной Ю.И. Исследование динамических моделей приводов и проектирование горных машин. Киев: Наукова думка, 1983. – 184 с.
2. Иванов-Смоленский А.В. Электрические машины. Том 2. - М.: Мелго, 2004. – 532 с.
3. Дьяконов В.П. MATLAB 6/6.1/6.5 + Simulink 4/5. Основы применения: Полное руководство пользователя. - М.: СОЛОН-Пресс, 2002. - 768с.

- 2) $c''=11092500 \text{ kg m/rad}$, $p=6,64$, т.е. $p > p_n = 5$;

- 3) $c'=3092500 \text{ kg m/rad}$, $p=3,51$, т.е. $p < p_n = 5$.

В третьем случае нестационарные резонансные колебания не успевают развиваться, и двигатель легко входит в синхронизм. Кроме того, снижение жесткости приводного элемента приводит к уменьшению амплитудного значения момента упругого элемента системы.

Выводы:

1. Разработана модель, позволяющая имитировать процессы, происходящие в системе электропривода рудоразмольной мельницы.

2. Установлены закономерности изменения электромагнитного момента двигателя и момента упругого элемента при разных значениях демпфирующего элемента и изменении технологической нагрузки.

3. Выявлены условия, облегчающие пуск синхронного двигателя и снижения динамических нагрузок.

УДК 622.271

© Рузибаев А.Н. 2010 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ РАБОТЫ И ХАРАКТЕРА ИЗНАШИВАНИЯ ЗУБЬЕВ КОВШЕЙ ЭКСКАВАТОРОВ

Рузибаев А.Н., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Многолетний опыт эксплуатации одноковшовых карьерных экскаваторов серии ЭКГ показал, что зубья ковшей являются одними из наиболее быстроизнашивающихся деталей рабочего оборудования этих машин [1-6].

Согласно имеющимся данным, минимальный ресурс зубьев ковшей карьерных экскаваторов, эксплуатирующихся в карьере рудника Мурунтау, составляет 1-2 суток, а максимальный - 5-6 суток. Низкий ресурс зубьев обусловлен высокой абразивностью разрабатываемых пород, трудностью их разработки и большими рабочими нагрузками, действующими на зубья в процессе набора горной породы.

В особо тяжёлых условиях работают режущие части зубьев. Их быстрый износ приводит к нарушению нормального режима работы зубьев, резкому увеличению сопротивления копанью и энергоёмкости разработки горных пород. Кроме того, при изнашивании режущей, а также и хвостовой части

зубьев, безвозвратно теряется большое количество дорогостоящей высококачественной литейной стали 110Г13Л. Так, при предельно допустимом линейном износе режущей части, равном 170-180 мм, общая потеря массы зуба составляет 18-20%.

В данной работе целью исследований является изучение закономерностей изнашивания зубьев ковшей карьерных экскаваторов ЭКГ-10 и ЭКГ-15, выявление основных факторов, определяющих интенсивность и характер износа зубьев, изыскание наиболее рационального способа повышения их износостойкости и разработка технологии упрочнения зубьев, обеспечивающей увеличение долговечности в 1,5-2,0 раза [5].

Объектом для проведения данных исследований установлен карьер Мурунтау, входящий в состав Государственного предприятия «Навоийский горно-металлургический комбинат». На карьере производится добыча горных пород, характеризующихся высокой степенью трудности разработки.

Основной метод добычи – взрывание горной массы и дальнейшая её разработка одноковшовыми экскаваторами.

Плотность добываемых пород составляет 2,48–2,78 т/м³, коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова от 7–10 до 12–15. Средний размер кусков взорванной горной массы колеблется от 90–180 мм (переслаивающейся метаморфизованные сланцы) до 250–350 мм (сильно кварцованные алевролиты, песчаники, кварциты и кварцевые жилы).

Эксплуатирующиеся на карьере экскаваторы ЭКГ-10 и ЭКГ-15 выполняют погрузку взорванной горной массы в транспортные средства для доставки на дальнейшую переработку.

На ковшах экскаваторов ЭКГ-10 и ЭКГ-15 устанавливается по пять литых зубьев. Материал зубьев – высокомарганцовистая литейная сталь 110Г13Л. Средний ресурс зубьев, в зависимости от крепости забоя, составляет от 2–3 до 7–8 суток.

После изнашивания режущей части (предельный износ установлен в пределах 170–180 мм), зубья снимаются с ковша и отправляются на восстановление, которое повторяется до 3–4 раз. Причиной окончательной выбраковки зубьев являются поломки или значительный износ их хвостовых частей.

Проведенное обследование условий работы зубьев позволяет охарактеризовать их как весьма сложные.

Интенсивное изнашивание рабочих поверхностей зубьев обусловлено высокой абразивностью взорванной породы, и большими удельными нагрузками, возникающими в процессе внедрения зубьев и разрабатываемый массив.

С наибольшей интенсивностью изнашивается режущая часть зуба, с наименьшей – его хвостовая часть [2].

Проведенные наблюдения позволили установить следующий характер изнашивания зубьев. Через небольшой промежуток времени от начала эксплуатации на режущих частях зуба образуется площадка износа, угловое положение которой относительно продольной оси зуба остаётся постоянным.

По мере укорочения режущей части длина площадки износа увеличивается, достигая максимального значения при предельно допустимом износе острия зуба.

Одновременно с укорочением режущей части изнашивается и передняя поверхность зуба, но с гораздо меньшей скоростью. Задняя поверхность зуба при этом не изнашивается. Описываемый процесс иллюстрирует схема, приведенная на рис. 1, где цифрами 1,2,3,4 и 5 обозначены контурные линии продольного профиля зуба, соответствующие наработке зуба, равной 25, 50, 75, 100 и 125 маш/ч.

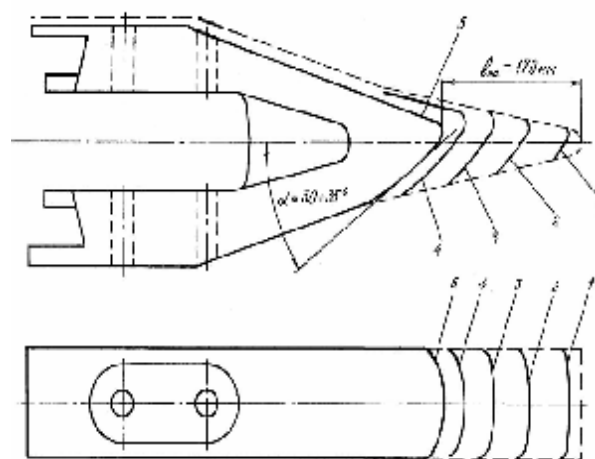


Рис. 1. Схема изнашивания зуба

Выполненные измерения партии изношенных зубьев (10 шт.), не подвергавшихся восстановлению, показали, что при максимальном линейном износе режущей части $l_{пр.} = 170–180$ мм длина площадки износа $l_{пл.} = 160–180$ мм, угол α между касательной к площадке износа продольной осью зуба составляет 30–35 град. Максимальный износ передней поверхности в хвостовой части зуба $\delta = 25–30$ мм.

Изнашивание боковых поверхностей в заметной степени происходит только у режущей части зуба. На рис. 1 показано образование скруглённой режущей кромки, форма которой сохраняется до достижения предельного износа.

Несколько иной характер изнашивания наблюдается у зубьев, периодически переустанавливаемых в процессе эксплуатации. При перестановке производится поворот зубьев на 180° относительно их продольной оси, благодаря чему равномерно изнашиваются обе рабочие поверхности зуба. При этом также образуется площадка износа, однако её величина принимает значительно меньшие значения, чем у зубьев, эксплуатирующихся без переустановки. В результате многократной перестановки изношенные зубья приобретают обтекаемую форму со слабо выраженной площадкой износа. На рис. 2. показан зуб, изнашивание которого происходило в режиме периодической переустановки. Долговечность зубьев, работающих в этом режи-



Рис. 2. Зуб, изношенный в режиме периодической переустановки

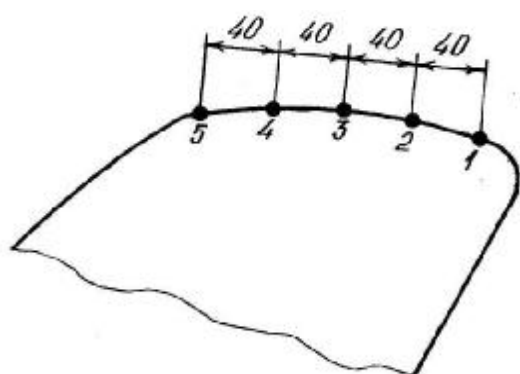


Рис. 3. Схема измерения твёрдости на площадке износа

ме, несколько увеличивается, однако необходимость дополнительных трудовых затрат делает этот путь малоэффективным.

Важным моментом в анализе происходящего изнашивания зубьев является определение преобладающего вида износа. Визуальными наблюдениями было установлено, что на изношенных поверхностях зубьев имеются многочисленные и хорошо заметные продольные риски и царапины. Некоторые царапины достигают глубины 1,0–1,5 мм, а по их бокам располагаются валики отсечённого металла, свидетельствующие о наличии пластического деформирования материала зуба. Следов откола крупных частиц металла на изношенных поверхностях зубьев не обнаружено.

С целью более глубокого изучения характера износа в лабораторных условиях было проведено исследование фрагмента изношенного зуба (зав. № 37020).

В ходе лабораторного исследования определялись: химический состав материала образца, его микроструктура, твёрдость металла на поверхности площадки износа и наличие на ней наклёпа.

Химический анализ проб металла фрагмента показал следующее содержание элементов: углерод C–1,04%, марганец Mn–16,7%, хром Cr–0,7%, кремний Si–0,42%, фосфор P–0,022%, сера S–0,018%, никель Ni–0,46%, молибден Mo–0,05%. По химическому составу исследованный металл соответствует стали 110Г13Л ГОСТ 2176–77.

Микроструктура металла образца состоит из аустенита, величина зерна 5–4 балла, отдельные зёрна 3 балла. По величине зерна исследованный металл относится к группе крупнозернистых.

Твёрдость металла на площадке износа опреде-

лялась по всей её длине. На рис. 3 приведена схема расположения точек, в которых проводились измерения твёрдости. Получены следующие данные по точкам: 1–HB286, 2–HB232, 3–HB201, 4–HB208, 5–HB206.

Для установления наличия наклёпа на площадке износа из фрагмента зуба был вырезан образец с участком площадки износа. Измерения показали, что в поверхностном слое толщиной 0,45 мм микротвёрдость составляет $H_{\mu}=645 \text{ kg/mm}^2$, а в сердцевине $H_{\mu}=412 \text{ kg/mm}^2$, что указывает на существование наклёпа на изношенной поверхности.

Имеющиеся данные визуального осмотра изношенных зубьев и лабораторные исследования позволяют сделать следующие выводы:

1. Ведущим видом в данном случае является абразивный износ, сопровождающийся пластическим оттеснением металла.

2. Причина изменения первоначальной формы зуба – микрорезание металла абразивными частицами.

3. Действующие в процессе работы зуба нагрузки не вызывают глубокого наклёпа аустенита, а образующийся тонкий наклёпанный слой не может противостоять разрушающему действию абразивных частиц.

В заключение необходимо также отметить, что образование площадки износа и её угловое положение относительно продольной оси зуба, является ключевым моментом при выборе наиболее эффективных методов повышения долговечности зубьев.

Постоянное угловое положение площадки износа не зависит от свойств материала зубьев и изнашивающей среды, а определяется кинематическими особенностями рабочего оборудования экскаваторов ЭКГ-10 и ЭКГ-15.

Площадка износа представляет собой выпуклую поверхность и касательная к ней, по видимому, совпадает с касательной к траектории движения зуба, продольная ось зуба и касательная к площадке износа образуют действительный угол резания.

Изменить угловое положение площадки износа не представляется возможным и поэтому предлагаемый метод повышения долговечности должен предусматривать упрочнение не только передней и задней поверхностей зуба, а и всего материала режущей части.

Список литературы:

1. Крылов Э.С., Боголюбов М.В. "Повышение долговечности режущих элементов карьерных экскаваторов непрерывного действия". - ЦНИИИНФОРМТЯЖМАШ, 1975, с.34.
2. Волков Д.П., Густов Ю.И., Шукуров Р.У. "Износостойкие зубья землеройных машин для Средней Азии". // Строительные дорожные машины, Москва 1987, №10. с.8–10.
3. Виноградов В.Н. и др. "Абразивное изнашивание" М.: Машиностроение. 1990, с.224.
4. Кащеев В.Н. "Физико-механические процессы абразивного разрушения металлической поверхности", "Трение и износ", 1980, т.1. №3, с.425–435.
5. Шукуров Р.У., Абдуллаев А.М. Повышение износостойкости зубьев карьерных экскаваторов. //Архитектура и градостроительство Узбекистана. 2002. № 1. с.12–14.
6. Шукуров Р. и др. "Зуб к ковшу землеройной машины". АС 1134681 от 1989 г.

ДРЕНАЖ-ТУЙНУК ОЧУВЧИ МОСЛАМАНИНГ ТЕХНОЛОГИК ИШ ЖАРАЁНЛАРИНИ АСОСЛАШ

Жураев Ф.Ў., Гиждувон қишлоқ хўжалик касб-хунар коллежи директори техн. фанл.номзоди; Бозоров А.Н., илмий тадқиқотчи

Республикамизда аграр соҳани ривожлантиришга жуда катта эътибор қаратилмоқда. Айниқса, фермерлик шароитида ерларнинг мелиоратив ҳолатини яхшилаш, тупроқ унумдорлигини ошириш ва қишлоқ хўжалик экинларидан юқори ва сифатли маҳсулот етиштириш борасида талайгина ишлар қилинган ва бу ишлар давом эттиришни тақоза этмоқда.

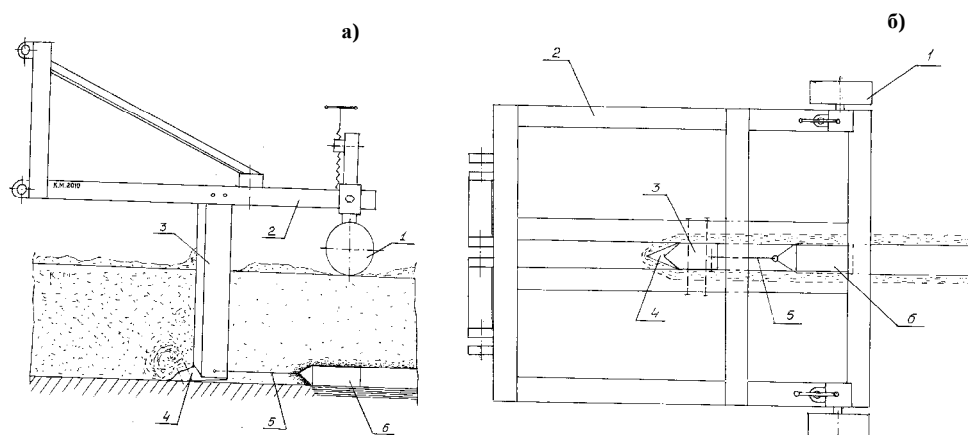
Бухоро вилояти шароитида ерларнинг мелиоратив ҳолати бошқа вилоятларнинг ерларига қараганда анча катта меҳнат талаб қилади. Айниқса, ер ости сизот сувлари яқин жойлашган ерлардан режадаги пахта, дон ёки бошқа қишлоқ хўжалик экинларини етиштириб юқори ҳосил олиш жуда катта меҳнат ва сарф харажатлар эвазига амалга оширилади. Бу ерларда унумдор ерларга нисбатан мелиоратив тадбирларни кенг ва сифатли қилиб ўтказиш борасида бир қанча муаммолар мавжуд. Ер ости сизот сувлари яқин жойлашган ерларда ишла-тиладиган техника ва уларни қўллаш борасидаги технологияларни такомиллаштиришни талаб этади. Бу борада илмий асосланган агротехник тадбирлар-ни ва бу ишларни бажаришда қўлланиладиган тех-никаларнинг мақбул вариантларини яратиш ва шу асосида агротехник тадбирлар олиб борилмаса ях-ши натижаларга эришиб бўлмайди. Шу муаммолар ечимини топиш мақсадида илмий изланишлар олиб борилмоқда [1].

Вилоят фермерлари далаларида ер ости сизот сувлари яқин жойлашган ерлар кўплаб учраб тура-ди. Буни бартараф этиш мақсадида махсус дренаж очувчи техникаларнинг ишчи органлари айрим па-раметрларини асослаш мақсадида конус-цилиндр шаклидаги иш-чи орган қабул қилинди. Унинг мақбул ўлчамларини илмий асослаб, ишлаб чиқишга қўллаш борасида тадқиқотлар олиб бо-рилди ва тажрибалар ўтказилмоқда. Тажриба натижаларининг охириги мақбул вариантлари ус-тида ишлар олиб борил-моқда.

Дренаж-туйнук очув-чи мослама ишчи орга-нинг фойдали модели

тайёрланди. Дренаж-туйнук очувчи мослама 1-расмда келтирилган бўлиб, мосламанинг: а) ён то-мондан кўриниши; б) устандан кўриниши келтирил-ган. Дренаж-туйнук очувчи мосламанинг таянч ғилдирак рамасига пўлатдан тайёрланган пичок кўринишидаги массали ишчи орган ва пўлат трос орқали алмаштирилувчи конус-цилиндр кўринишдаги ишчи орган ўрнатилган. Ишчи орган S шакл кўринишидаги унча катта бўлмаган бурчак остида жойлашган бурғу билан жиҳозланган бўлиб, унинг ёрдамида тупроқда деформациялар содир бўлади ва дренаж-туйнук очувчи конус-цилиндрни тупроқ остида ҳаракатланишида қулай шароит яра-тилади. Бир вақтнинг ўзида сув-ҳаво алмашилишини яхшилайти. Шунингдек, ер ости сизот сувларини конус-цилиндр шаклидаги ишчи орган таъсирида, қувур шаклидаги дренаж-туйнук ҳосил қилинади ва шу туйнукда юза қатламда жойлашган ер ости сизот сувлари йиғилиб захкашлар йўналишига 0,02 м қияликда йўналтирилиши таъминланади. Берилган чуқурликдаги ишчи орган ўтган ер остида ҳосил бўлган қувур шаклидаги туйнук орқали тупроқнинг юза қатламидаги сизот зах сувлар шимилади, тупроқнинг шўрланиш даражаси камаяди, сув-ҳаво алмашинуви яхшиланиб, ўсимликларнинг ўсиш ва ривожланиши учун қулай шароит яратилади.

Шўр ювиш – тупроқни шўрсизлантирувчи кучли ва фойдали тадбирдир, лекин у айрим экин майдон-ларининг тупроқ гидрогеология, иқлим ва суғориш хўжалик шароитларини ҳисобга олган ва табақалаштирилган ҳолда олиб борилганда ижобий



1-расм. Дренаж-туйнук очувчи тажриба мосламанинг иш жараёни: а) ён томондан кўриниши; б) устандан кўриниши, 1-таянч ғилдирак; 2-рама; 3-устун; 4-бурғу; 5-пўлат арқон; 6-конус-цилиндр



2-расм. Тажриба натижалари: а) дренаж-туйнук очувчи мослама; б) дренаж-туйнукнинг кўндаланг кесим профили

натижа беради.

Шўр ювишнинг вазифаси – ўсимликлар учун зарарли тузларни (натрий ва магнийнинг хлорли ва сульфат кислотали тузлари) тупроқ таркибидан чиқариб ташлашдан иборат. Дренаж-туйнук очувчи мослама билан ишлов берилгандан сўнг шўр ювиш ишлари натижасида - ўсимликлар учун зарарли бўлган тузлар сувда эрийди ва у биринчи навбатда тупроқнинг актив илдиз тарқалган қатламидан (бир метр чуқурликда) зах сувга кўшилиб захкашларга чиқиб кетади.

Бухоро вилояти туманлари географик жойлашиши, тупроқнинг шўрланиш даражаси ва ер ости сизот сувларининг сатҳини тупроқ юзасига нисбатан жойлашишига қараб уч ҳудудга бўлинади [2]: 1) Энг қуий ва шўрланган ҳудуд Олот, Қоракул, Когон ва Жондор туманлари; 2) Марказий ҳудуд Ромитан, Пешку ва Бухоро туманлари; 3) Юқори ҳудуд Гиждувон, Вобкент ва Шофиркон туманлари.

Биринчи қуий ҳудудда- шўр ювишнинг энг мақбул муддати ноябрь ойининг 1-2 ўн кунлигида; иккинчи марказий ҳудудда- ноябрь ойининг учинчи ўн кунлигида; учинчи юқори ҳудудда- декабрь ойининг бошларида тупроқ шўрини ювиш тадбири амалга оширилса, тупроқларни турли даражадаги шўрланишлардан тозаланиб, яхши натижага эришиш мумкин бўлади.

Шўри ювиладиган майдонларда тупроқни шўрланиш даражасига қараб, шудгордан сўнг махсус дренаж-туйнук очувчи мослама ўтказилиб, 0,20-0,40 гектар далачаларга бўлинган ҳолда суғориш

талаб этилади ва шўр ювиш ишлари куз мавсумида 1 ёки 2 маротаба ўтказилиши тавсия этилади [2].

Дренаж-туйнук очувчи мослама дала шароитида 60 см чуқурликда синаб кўрилди ва натижалар олинди. Илмий тадқиқот ишларининг тажрибасинов натижалари шуни кўрсатдики, ер ости сизот сувлари яқин жойлашган ерларда тупроқнинг шўрланиш даражаси ошиб шўр парчалари ернинг устки қатламигача етиб келади. Бунинг натижасида турли хил даражадаги тупроқ шўрланишлари ҳосил бўлади. (2-расм.)

Тажриба натижаларидан кўринадики, турли диаметрли конус-цилиндр ишчи органлар таъсиридан дренаж-туйнук ҳосил бўлиши ва бу туйнукка вақт ўтиши билан юза қатламда жойлашган тупроқнинг шўрланиш даражаси чўкма ҳосил қилиши аниқланди. Бунинг натижасида тупроқнинг шўрланиш даражаси камайдди. Бу ҳолат ернинг қай даражада ва қандай қатламларда ер ости сизот сувлари жойлашганлигига ва тупроқнинг механик таркибига боғлиқ ҳолда бўлади.

Дренаж-туйнук очувчи мосламанинг ишлов бериш чуқурлигини аниқлаб олиб шу технология асосида 2-3 йилда бир марта ишлов берилиб борилса, ерларни шўрланиш даражаси ошиб кетмаслигига ва тупроқнинг сув-ҳаво режими алмашинувига қулай шароит яратилади.

Натижада тупроқларнинг шўрланиши ва шўр парчаларининг ўсимликларнинг ўсиши ва ривожланишига салбий таъсири камайиб, ерлардан юқори ҳосил олишга имкон яратилади.

Адабиётлар:

1. М. Муродов, Ф. Жўраев, С. Деҳқонов. Туйнуки дренаж очувчи махсус мосламанинг айрим параметрларини асослаш. Бухоро Университети. 4-сон. 2004 й. 87-91 б.
2. Ш.М. Мавлонов. «Экинлардан юқори ҳосил олиш учун кузги, қишги ва вегетация давридаги ишларни агротехник муддатларида ўтказиш» тўғрисидаги ТАВСИЯ ва ТАДБИРЛАР. Бухоро. 1998 й. 15-24 б.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ШАГА И КОЛИЧЕСТВА ЗУБКОВ ПРИ КОНСТРУИРОВАНИИ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ

Тошов Ж.Б., доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук

После воздействия резца на породы или шарошечного инструмента с зубками на поверхности забоя скважин образуются лунки, имеющие в полупространстве формы пирамиды или конуса [1-3]. В разрезе по оси конуса эта область схематически представляется как рис. 1, т.е. исследуемая область в комплексной плоскости изображается двуугольником. Рассмотрим вдавливание штампа на границе двуугольника с углом φ и на бесконечности с углом 180° (рис. 1). Исследуемую область в комплексной плоскости обозначим W .

Напряжение в этой области определяется по изложенной выше методике конформного отображения. Функция отображения внутренней области двуугольника, т.е. области, образованной двумя непараллельными линиями на полуплоскость, имеет вид:

$$W = aZ^n, \quad (1)$$

где $a = e^{\pm K\pi i}$, $Z = re^{i\varphi}$.

Аргумент и модуль или в декартовой системе координат $z = x + iy$ произвольной точки области W взаимосвязаны с точками в области Z :

$$\left. \begin{aligned} r &= r^n \\ q &= nj \pm Kp \end{aligned} \right\}, \quad (2)$$

где

$$r = |W|, \quad q = \arg W, \quad r = |Z|, \quad p \leq j \leq 2p.$$

Из системы (2) следует:

$$\left. \begin{aligned} x &= r^n \cos(nj \pm Kp) \\ y &= r^n \sin(nj \pm Kp) \end{aligned} \right\}. \quad (3)$$

С помощью формулы (3) можно установить распределение напряжений под действием инструмента для любого значения φ на расстоянии l от края лунки.

Линии равных нормальных напряжений в области W под действием инструмента шириной $2b$ для случая скалывания $j = \frac{p}{3} \left(\frac{4p}{3} \leq j \leq 2p \right)$ и $l=0; 0,5b$ приведены на рис. 1.

На основе произведенного расчета определены глубина возникновения максимального тангенциального напряжения τ_{max} и величина смещения его от оси инструмента штампа. Их значения зависят от угла φ расстояния l при заданной ширине штампа. С уменьшением угла скалывания расстояния l влияние обнаженной поверхности на распределение напряжений уменьшается. Например, при интервале интенсивного влияния на глубину возникновения τ_{max} и его отклонения от оси симметрии в целом напряженное состояние горных пород соответственно равно $[0; 0,2b]$, $[0; 0,5b]$, $[0; 0,8b]$. С увеличением l при посто-

янном угле скалывания увеличивается глубина возникновения τ_{max} и приближается к значению глубины τ_{max} , определяемому на полуплоскости.

Зубки долота, расположенные в различных венцах, могут вдавливать одновременно и поверхность забоя скважин, при этом на свободное развитие деформации будут влиять соседние лунки. Кроме того, при переходе осевого давления инструмента при его вращении от одного зубка к другому также может иметь место наложенный случай.

Таким образом, наряду с изученными факторами, выбор шага зубьев и расстояния между венцами - одна из задач повышения эффективности разрушения горных пород при бурении. Изучение этого вопроса дает возможность определять количество венцов и шага зубьев долота при заданном диаметре скважин и форме инструмента.

Если угол скалывания породы - исходный параметр при расчете геометрии бурового инструмента, - то можно определить количество венцов шарошки. Установлено, что угол раствора лунки γ изменяется в большинстве пород от 130 до 160° , тогда угол откоса лунки колеблется от 30 до 10° .

Рассмотрим напряженное состояние горных пород под действием штампа в случаях, когда угол откоса $\beta\pi$ составляет $10, 20$ и 30° . Проведенный анализ с помощью функций отображения (1), (2) и (3) показывает, что интервал интенсивного влияния угла откоса лунки соответственно равен $[0; 0,4b]$, $[0; 0,6b]$ и $[0; 0,8b]$.

Расстояние между центрами штампов определяется, согласно рис. 2, по формуле:

$$t = htgj + l + b, \quad (4)$$

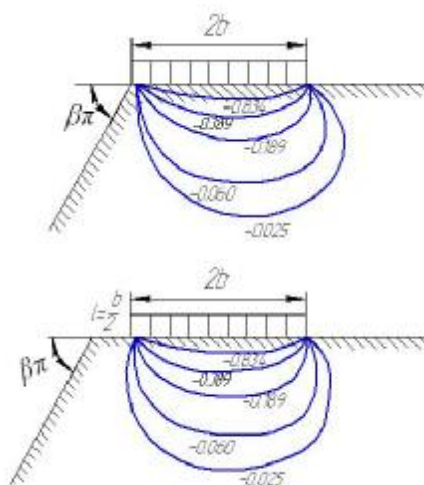


Рис. 1. Линии равных напряжений при угле откоса для случая при $l=0$ и $l=0,5b$

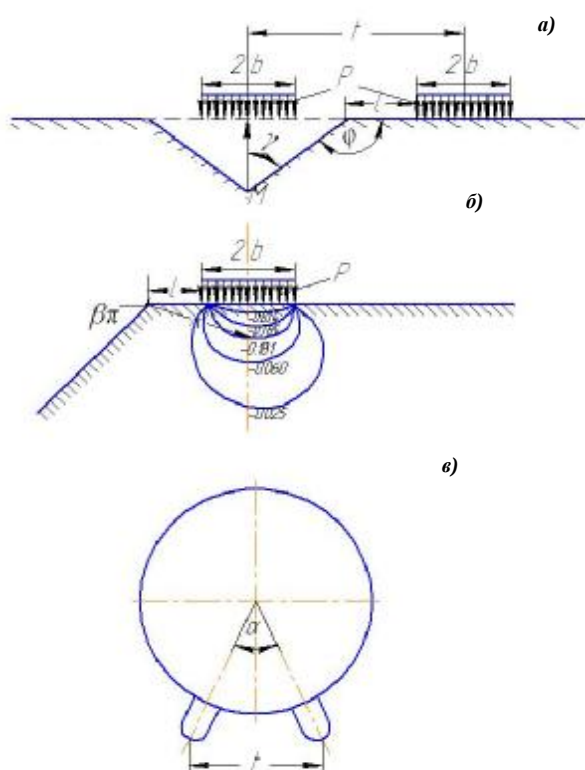


Рис. 2. Схемы взаимодействия штампа на область с коническим выколом (а), распределением напряжений при угле откоса $b=5/4$ (б), в i -ом венце шарошки

где j - половина угла скалывания породы; $l=Kb$ - интервал интенсивного влияния дополнительной лунки на последующее действие штампа; h - глубина возникновения максимального касательного напряжения $\tau_{\max}$; b - половина ширины штампа.

Так как, по Л.А. Шрейнеру, точка возникновения максимального касательного напряжения находится на глубине $h=b$, соотношение (4) примет вид:

$$t = btg j + l + b. \quad (5)$$

Зная интервал интенсивного влияния на напряженное состояние горных пород в процессе бурения,

по формуле (6) можно определить расстояние между венцами. Как видно из рис. 2, расстояние между смежными зубками имеет вид:

$$t = 2r_{bi} \sin \frac{a}{2}, \quad (6)$$

где r_{bi} - радиус i -го венца шарошки.

При прочих равных условиях $h=b$. Приравнявая соотношение (5) и (6), определим угол установки зубьев на венце шарошки:

$$2r_{bi} \sin \frac{a}{2} = b(tg j + K_1),$$

где $K_1=K+1$ - коэффициент, учитывающий интервал интенсивного влияния обнаженной поверхности.

Тогда угол установки смежных зубков на венце будет равен:

$$a = 2 \arcsin \frac{b(tg j + K_1)}{2r_{bi}}. \quad (7)$$

По этой формуле определяется оптимальный угол установки смежных зубков для заданного радиуса венца шарошек долота.

Количество зубьев, устанавливаемых на i -м венце, определяется:

$$Z = \frac{360}{a} = \frac{360}{2 \arcsin \frac{b(tg j + K_1)}{2r_{bi}}}. \quad (8)$$

Зная количество венцов шарошки, легко определить количество зубьев, размещенных в шарошке долота. Следовательно, для рационального разрушения забоя при конструировании шарошечных долот важную роль играет выбор оптимального угла установки смежных зубков в венце шарошек долота.

Список литературы:

1. Шамансуров И.И. - Режимы вращательного бурения шпуров. Ташкент. Изд-во «ФАН». 1981г.
2. Шрейнер Л.А., Павлова Н.Н. Разрушение горных пород при динамическом нагружении. М., 1964.
3. Шеметов П.А., Нороз Ю.Д., Тошов Ж.Б. Повышения эффективности бурения взрывных скважин на карьерах. Ташкент. Изд-во «ФАН». 2009.

УДК 622.35

© Махмудов Ш.А., Махмудова Г.А., Утаев С.Г. 2010 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ БУРОВЫХ КАРЕТОК ДЛЯ ПАРАЛЛЕЛЬНОЙ РАБОТЫ БУРИЛЬНЫХ МАШИН

Махмудов Ш.А., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ; Махмудова Г.А., магистр НГГИ; Утаев С.Г., магистр НГГИ

На месторождениях стенового и облицовочного камня при буро-клиновом, гидроклиновом и буро-взрывном способах добычи блоков 70-80% трудовых затрат приходится на процесс бурения шпуровых скважин. Процессу бурения характерен ручной

труд и вредное влияние вибрации и шума на работающих от работы пневматических и гидравлических буровых машин. Переход на механизацию при помощи специального процесса бурения устройств и кареток позволит повысить производи-

тельность труда и снизить вредное влияние вибрации на бурильщика [1]. Для достижения этого в нашей стране многими научными учреждениями ведутся изыскательные и конструкторские работы [2].

Разработана новая конструктивная схема буровой каретки, включающей станину, механизм перемещения ее параллельно уступу карьера; горизонтальную раму с бурильными машинами, установленную на стойках, закрепленных на станине; вертикальную раму с направляющими для бурильных машин. Предлагаемая буровая каретка отличается тем, что вертикальная рама снабжена соединенными с ней двумя и более дополнительными вертикальными рамами с направляющими для бурильных машин.

Такое выполнение обеспечивает одновременное параллельное бурение шпуров глубиной до 2,7 м без замены штанг в трех взаимно-перпендикулярных направлениях. Буровая каретка имеет сборную конструкцию, которая легко собирается и разбирается в полевых условиях. Длину каретки можно изменить с помощью винтовых соединений в зависимости от длины контура отбойки блока камня. Также имеется возможность изменения угла наклона стоек от 35^0 до 90^0 [3].

Проведенные исследования позволили произвести выбор конструкции буровой каретки, обеспечивающей необходимые работы на наклонной поверхности (рис. 1).

Буровая установка состоит из каретки и двух стоек, на которых установлены автоподатчики комплекта с перфоратором и дополнительный канатный автоподатчик, обеспечивающий подачу бурового инструмента в забой глубиной до 2,7 м. Размещение катков каретки в жестких коробчатых рельсах предохраняет установку от опрокидывания. Наличие двух секций коробчатых рельсов обеспечивает последовательное перемещение всей установки вдоль забоя за счет поочередной перестановки секций. Затраты на перестановку на следующий цикл бурения составляет не более 10 минут.

Предохранение секций от сползания обеспечивается путем фиксации их штырями. Изменение расстояний между шпурами производится с помощью винтовой передвижки стоек.

Перемещение всей установки в продольном и поперечном направлениях осуществляется лебедкой, закрепленной на ферме. Конец троса лебедки крепится в

выбранной точке (на каретке или проушине рельсов), передвижение всей установки производится посредством пневмодвигателя.

При работе машины ударно-поворотного действия на наклонном забое необходимо обратить внимание на силу отдачи перфораторов, которая компенсируется силой подачи его на забой. Величина необходимого усилия подачи может быть определена из условия того, что во время работы перфораторы, отодвинутые силой отдачи назад, должны вернуться в исходное положение (рис. 2).

Если при этом считать, что к перфоратору приложена сила подачи P_n , то общая величина сил, действующих на корпус перфоратора, соответственно, при рабочем и обратном ходе определяется по выражению:

$$P_{\text{общ}} = P_n + G_{\text{пер}} - P_{\text{уд}}, \quad (1)$$

$$P_o = P_{\text{уд}}, \quad (2)$$

где P_n - сила подачи;

$P_{\text{уд}}$ - сила удара;

P_o - сила при обратном ходе.

При работе бурильной установки на наклонной поверхности металлоконструкция машины испытывает два противоположно направленных момента, создаваемые: силой отдачи в момент опрокидывания M_o (точка О) и момент подачи M_A (точка А) - восстанавливающий момент.

Для определения величины этих моментов на основе конструктивной схемы строилась эквивалентная динамическая схема установки. Расчетная формула выводится для условия невыгодной работы установки, когда перфоратор находится в крайнем верхнем положении.

Из схемы видно, что опрокидывание может произойти относительно точки О. Определим величину моментов относительно данной точки.

1. Опрокидывающий момент.

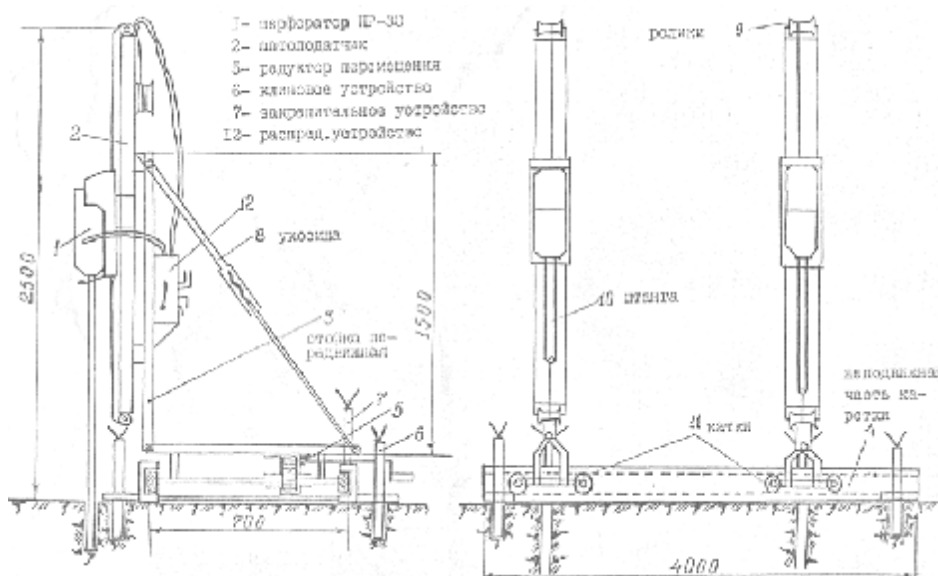


Рис. 1. Схема буровой установки

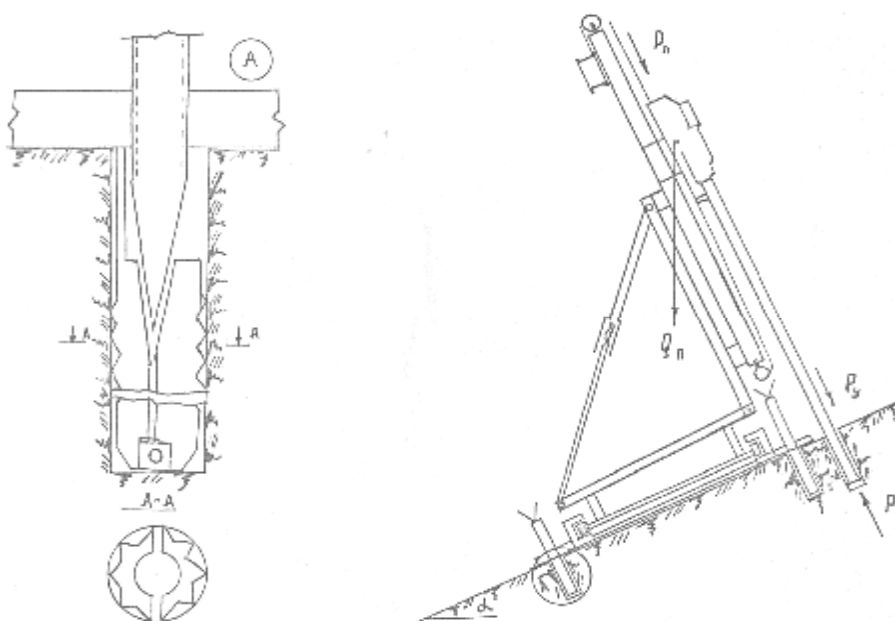


Рис. 2. Расчетная схема к определению устойчивой работы станка

2. Восстанавливающий момент.

Подставляя в формулу конкретные конструктивные параметры бурильной каретки, перфоратора и автодатчика, определим величины опрокидывающего и восстанавливающего моментов, которые равны:

$$M_o = cG_n - d(P_n + P_{уд} - P_o), \quad (3)$$

$$M_A = aG_n - b(P_n + P_{уд} - P_o), \quad (4)$$

где a , b , c – размерные параметры, определяемые по принципиальным расчетным схемам буровой каретки (рис. 3).

Как видно, в этом случае обеспечивается устойчивая работа бурильной установки на рабочей площадке.

Проведенные испытания бурильной установки на карьере № 2 Газганского месторождения подтвердили расчетные данные и позволили сделать заключение целесообразности перехода на механизированный способ бурения с помощью разработанной конструкции. Значительному повышению

эффективности работ способствует одновременное бурение шпуров с помощью двух и более перфораторов и отсутствие трудоемких ручных работ. Хронометражными наблюдениями установлены затраты на вспомогательные операции при бурении одного шпура длиной 2,7 м. С учетом затрат времени на замену сменных штанг требуется около 4 минут. Около 1 минуты составляет бурение шпура длиной 2,7 м одной штангой буровой каретки. Для перестановки буровой каретки на следующий цикл затрачивается около 10 минут. Таким образом, затраты времени на вспомогательные операции сокращаются до 4 раз. За счет более точного бурения обеспечивается качественная подготовка

блоков к отбойке правильными геометрическими формами.

На базе разработанной конструкции и новых режущих инструментов начаты исследования по переходу к станкам вращательного бурения, которые будут обеспечивать наряду с высокой производительностью бурения, также и возможность бурения шпуров глубиной до трех метров одной штангой.

Основные научные результаты и выводы:

В работе на основе выполненных исследований разработаны новые технологические решения конструктивных схем буровых кареток с двумя и более бурильными машинами для разработки месторождений облицовочного мрамора и гранита. Применение разработанной схемы позволит интенсифицировать буровые и горные работы при добыче блоков облицовочного камня, снизить вредное влияние шума и вибрации на работающего, повысить качество блоков.

Горно-геологические характеристики массивов (качество запасов или квалитетическая оценка) определяют уровень подготовленности запасов к отработке, выбор способов и средств технологии разработки по контуру основанных на отрыв, при которых, затраты на бурение составляют 70-80% от затрат и определяют качество и количество добытой и переработанной продукции.

Технические и технологические параметры разработки месторождений облицовочного камня и качества блоков, а также нарушенность

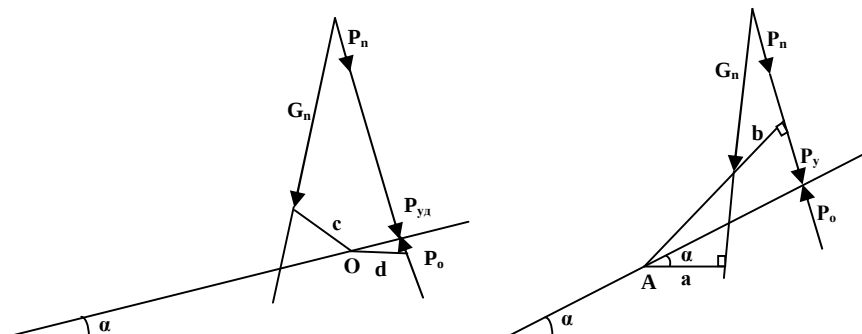


Рис. 3. Принципиальные расчетные схемы буровой каретки

массива прямо пропорционально зависит от строгой параллельности обуреваемых шпуров, которое обеспечивается разработанной конструкцией буровой каретки.

Скорость бурения шпуров, силовые и режимные параметры прямо-пропорционально зависят от силы и интенсивности усилия, концентрации и направления приложения разрушающих нагрузок, частоты и конструктивных параметров инструмента буровой каретки.

Применение к эксплуатации буровых кареток, строго параллельно работающих с двумя и более бурильными машинами, позволяет увеличить производительность в 2 и более раза пропорционально количеству бурильных машин и соответственно снизить эксплуатационные затраты, обеспечить качество отделения блоков и снизить вредное влияние работающего шума и вибрации при незначительных затратах на создание буровых кареток.

Список литературы:

1. Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка «Природный камень. Добыча блочного и стенового камня», Санкт-Петербург 1997 год. с-428.
2. А.А. Барский «Декоративно облицовочные камни Каракалпаки и Узбекистана», «Каракалпакстан 1991» с-392.
3. Махмудова Г.А. Выпускная квалификационная научно исследовательская работа «Разработка конструкции буровых кареток строчечного бурения шпуров» Навои 2009 г. с-88

УДК 622.532; 546.536; 421.004; 550.530

© Вохидов Х.Ш. 2010 г.

ИННОВАЦИОННЫЙ ВЕКТОР РАЗВИТИЯ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Вохидов Х.Ш., начальник УЖДТ Центрального рудоуправления НГМК

Управление железнодорожного транспорта Центрального рудоуправления НГМК находится накануне своего 45-летия, которое состоится в День работников железнодорожного транспорта 1 августа 2011 г.

Зарождение железнодорожного цеха началось весной 1965 г. с отсыпки земляного полотна и укладки железнодорожного пути от станции Кызыл-Кудук до города Зарафшана. Все поставляемые грузы для жителей молодого города, строительства жилья и нужд завода выгружались на путях ст. «Янги-Зарафшан», а далее на объекты доставлялись автомобильным транспортом.

Постепенное развитие железнодорожного цеха было таково:

1966 г. - создание железнодорожного цеха;

1967 г. - введена железнодорожная линия «Янги-Зарафшан»-«Мурунтау», что облегчило перевозку народнохозяйственных грузов прямо к строящимся объектам завода;

1967 г. - пущен в эксплуатацию пассажирский поезд из 15-ти вагонов для перевозки рабочих на строительную площадку «Бессопан»;

1968 г. - получены тепловозы серии ТЭ-2, ТЭ-3 6902;

1969 г. - привезен первый состав с золотосодержащей рудой на конус крупного дробления ГМЗ-2;

1972 г. - построено депо на пл. «Бессопан», внедрена электрическая централизация на станциях «Мурунтау», «Карьерная» на основе системы МРЦ без маршрутного набора;

1976 г. - внедрена система регулирования движения поездов - автоблокировки на перегоне между станциями «Мурунтау» и «Карьерная»;

1982 г. - обновлен локомотивный парк тепловозов тепловозами серии 2ТЭ-10;

1989 г. - сдано в эксплуатацию локомотивно-вагонное депо (ЛВД) на пл. «Зарафшан».

Особое развитие железнодорожный цех получил в годы независимости Республики Узбекистан.

1991 г. - образовано Управление железнодорожного транспорта (УЖДТ) с передачей рабочего поезда, двух станционных парков и станции «Янги-Зарафшан» из ГАЖК «Узбекистон темир йуллари» в распоряжение Железнодорожного цеха;

1993 г. - передано в УЖДТ из РСЦ локомотивно-вагонное депо на пл. «Зарафшан»;

1997 г. - сдана в эксплуатацию станция «Ташкура»;

2005 г. - разработана и внедрена схема включения стрелок и сигналов в электрическую централизацию на восточном ППК;

2007 г. - сдан в эксплуатацию на станции «Мурунтау» экипировочный пункт, предназначенный для осмотра подвижного состава;

2007 г. - построен и сдан в эксплуатацию цех ремонта вагонов на пл. «Зарафшан».

В настоящее время УЖДТ – это коллектив состоящий из 1170 чел., слаженный труд которых – гарантия успешного выполнения поставленных задач. УЖДТ является связующим звеном между

карьером Мурунтау и ГМЗ-2 ежедневно доставляя из карьера на завод около 100 тыс. t золотосодержащей руды.

Кроме того, УЖДТ обеспечивает ежедневную доставку утром рабочих из г. Зарафшана на промышленную площадку «Бессопан» и вечером обратно, а также доставку народнохозяйственных грузов, поступающих в адрес рудоуправления железнодорожным транспортом на все его подразделения, включая и Кызылкумский фосфоритовый комплекс.

Из года в год идет планомерное наращивание объемов перевозок. Так, за 5 последних лет перевозка руды возросла на 23,6 %.

В перевозочном процессе УЖДТ задействовано 5 служб: локомотивная, вагонная, служба пути, эксплуатации, служба сигнализации, централизации, блокировки (СЦБ), КИПиА и связи.

Локомотивная служба - крупнейшая из всех служб, где трудится почти половина работников коллектива УЖДТ - более 500 человек. Успешно справляться с поставленными задачами по эксплуатации и ремонту подвижного состава позволяет слаженная работа двух локомотивных депо: эксплуатационное - на пл. «Бессопан», ремонтное - на пл. «Зарафшан» (рис.). Они обеспечивают своевременное техническое обслуживание и текущий ремонт локомотивов. Локомотивное депо пл. «Зарафшан» является основной ремонтной базой УЖДТ, поэтому запланирована его реконструкция для производства капитального ремонта подвижного состава.

Возрастающие объемы перевозок требуют обновления локомотивного парка. С целью перевозки грузов и пассажиров, а также для выполнения маневровых работ задействовано 23 магистральных тепловоза серии 2ТЭ10М (У), 2 ТЭ116 и 9 маневровых серий ТЭМ2, ТЭМ18.

Развитие локомотивной службы в подразделе-

нии УЖДТ происходило следующим образом.

1990 г.- организован ремонт тепловозов в объеме ТР-2 на базе РСЦ, в 2003 г. после передачи депо на пл. «Зарафшан» на баланс УЖДТ ремонт тепловозов стал производиться не только в объеме ТР-2, но и в объеме ТО-3, ТР-1.

2004 г. - приобретены новые тепловозы серии 2ТЭ116, был освоен ремонт в объеме ТО-2, ТО-3, ТР-1, ТР-2.

2008 г. - на станции «Мурунтау» организован пункт технического обслуживания для выполнения безотцепочного ремонта в объеме ТО-2, совмеща экипировку тепловозов с водой и песком, что значительно сокращает время на оборот вагонов.

2009 г. - на участке КФК ст. «Ташкура» установлены кранбалка и эстакада для ремонта тепловозов серии ТЭМ2 (18), ранее приходилось для ремонта тепловозов перегонять их в депо «Зарафшан», это дало возможность сократить расход на дорогу и сэкономить время.

2009 г. - начато освоение ремонта тепловозов в объеме капитального ремонта на базе локомотивного депо площадки «Зарафшан». Первый тепловоз ТЭМ2-6119 после ремонта в объеме «капитального» был выдан в эксплуатацию 06.03.2009 г. После чего освоен ремонт в объеме «капитального» магистральных тепловозов серии 2ТЭ10М (У). Тепловоз 2ТЭ10У-0361 был сдан в эксплуатацию в преддверии профессионального праздника Дня работников железнодорожного транспорта.

В локомотивном вагонном депо (ЛВД) площадки «Бессопан» ранее ремонт производился в объеме ТО-2 и ТР-1. В настоящее время производится техническое обслуживание в объеме ТО-2, ТО-3 тепловозов 2ТЭ10М, 2ТЭ10У, ТЭМ2(18). Ремонт двух маневровых тепловозов ТЭМ2 №6119, ТЭМ2 №7070 и одного магистрального тепловоза 2ТЭ10У №0361, произведенный своими силами, позволил сэкономить – 221374,6 тыс. сумов.

В 2010 г. запланировано произвести ремонт в объеме «капитального» на базе УЖДТ своими силами 4 (четырёх) магистральных тепловозов серии 2ТЭ10М, 2ТЭ10У.

Для производства капитального ремонта тепловозов имеется соответствующее оборудование и оснастка.

Согласно Программе локализации часть запасных частей, необходимых для ремонта тепловозов, изготавливаются в ПО «НМЗ», что позволяет экономить валютные средства. Ведется работа по разработке проекта реконструкции локомоти-



Рис. Локомотивное депо УЖДТ

во-вагонного депо пл. «Зарафшан».

УЖДТ взяло курс на производство всех видов ремонта тепловозов, принадлежащих НГМК. Согласно мероприятиям по реконструкции существующего локомотивного депо пл. «Зарафшан», утвержденному генеральным директором ГП НГМК, УЖДТ Центрального рудоуправления будет производить все виды ремонта своими силами, для чего планируется в ближайшие годы произвести реконструкцию существующих цехов локомотивного депо пл. «Зарафшан», что позволит полностью покрыть потребности НГМК во всех видах ремонта тепловозов и сэкономить значительные финансовые средства.

В 2009 г. руководство УЖДТ поставило перед собой задачу - своим станочным парком изготовить необходимое количество метизных изделий для ремонта подвижного состава, с чем успешно справилось.

Выполняя мероприятия по снижению себестоимости выпускаемой продукции и произведя анализ технологического процесса перевозки горной массы с рудника Мурунтау на ГМЗ-2, Управлением железнодорожного транспорта было принято решение, что экономически выгодно произвести замену магистральных тепловозов на маневровые на пунктах погрузки в парках ЗППК и ВППК ст. «Карьерная». Общий экономический эффект за счет замены магистральных тепловозов маневровыми на ППК составил в 2009 году более 1,0 млрд. сум.

Планируется закупить и внедрить систему «Дельта СУ» для автоматизированного контроля расхода топлива в эксплуатации, реальной загрузки тепловоза работой и контроля общего технического состояния дизель-генераторной установки, измерения фактического количества топлива в баке тепловоза.

Это позволит более эффективно контролировать расход топлива локомотивов и анализировать работу отдельного тепловоза и локомотивного парка. При этом можно определить техническое состояние тепловозов и качество ремонта локомотивов.

Вагонная служба. Вагонный парк данной службы составляет 508 ед. почти всех типов вагонов – думпкары, крытые, аппатитовозы, пассажирские, платформы, хоппер-дозаторы, цистерны для перевозки фосфоритовой муки и цианистого натрия. Введены в эксплуатацию новые цеха по ремонту вагонов на пл. «Зарафшан», на ст. «Ташкура» - цех текущего ремонта пневмоцистерн и на пл. «Бессопан» - современный экипировочный пункт, что позволяет своими силами производить ремонт всего вагонного парка.

До 1980 г. железнодорожный цех не имел возможности производить плановый деповской и капитальный ремонты подвижного состава, неисправные вагоны ремонтировали в объеме текущего от-

цепочного ремонта в ЛВД площадки «Бессопан». С этой целью на базе ЦРМЦ был организован участок капитального ремонта думпкаров, где производили ежемесячно ремонт 2-х думпкаров, однако и это не обеспечивало потребности по поддержанию парка вагонов в рабочем состоянии. В связи с этим было принято решение по строительству ЛВД на площадке «Зарафшан», который был сдан в эксплуатацию в 1989 г.

Плановые виды деповского и капитального ремонтов подвижного состава (тепловозов, думпкаров) производили работники Ремонтно-строительного цеха Центрального рудоуправления. Количество и качество ремонта также не обеспечивало потребности содержания подвижного состава в рабочем состоянии из-за отсутствия специалистов и технологического оборудования.

1993 г. - ЛВД пл. «Зарафшан» передано Управлению ЖДТ. Из-за отсутствия технологического оборудования и тесноты цехов ЛВД пл. «Зарафшан» выйти на проектную мощность по ремонту вагонов не представляло возможным. Поэтому в 2004 г. было принято решение по строительству нового цеха ремонта вагонов, который был сдан в эксплуатацию в 2007 г. и укомплектован необходимым технологическим оборудованием.

С целью проведения неразрушающего контроля и диагностики были приобретены дефектоскопы магнитопорошковые типа: МД-12ПЭ, МД-12ПС, МД-12ПШ, ультразвуковой дефектоскоп УД-12\1.

До 2008 г. УЖДТ было вынуждено заключать договор с вагонным депо г. Бухары для производства ремонта воздухораспределителей (тормозное оборудование) грузовых вагонов. В настоящее время отделение ремонта тормозного оборудования обеспечивает потребности не только вагонной службы УЖДТ, но и локомотивной службы УЖДТ и ЖДЦ Северного рудоуправления. Экономический эффект после приобретения станков по ремонту и испытанию тормозного оборудования составил 1,9 млн. сумов в год.

1997 г. - сдана в эксплуатацию станция «Ташкура» и были приобретены 155 ед. вагонов-цистерн, в связи с чем в 2003 г. был организован текущий ремонт оборудования выгрузки вагонов-цистерн. С 2009 г. работниками вагонной службы станции «Ташкура» освоено гидравлическое испытание 83 ед. котлов вагонов-цистерн.

2004 г. - был освоен на базе ПО НМЗ капитальный ремонт нижних рам думпкаров 2ВС-105, в период с июня 2004 г. по апрель 2010 г. было отремонтировано 61 ед. нижних рам, что позволило восстановить 61 ед. думпкаров. Также в ПО НМЗ освоено изготовление 23 наименований вагонных деталей, а это, в свою очередь, даёт возможность экономить валютные средства.

2007 г. - экипировочный пункт сдан в эксплуатацию на станции «Мурунтау», что значительно улуч-

шило качество обслуживания ремонта подвижного состава, и дало возможность проведения своевременного профилактического ремонта думпкарв 2BC-105.

Служба эксплуатации. В настоящее время из отдела эксплуатации ЖДЦ выросла служба эксплуатации. Коллектив службы небольшой, всего 104 человека, из них 35 инженерно-технический персонал, но все они работают сообща, как одна дружная команда, где у каждого есть цели и задачи, с которыми они справляются успешно. Служба эксплуатации играет одну из важнейших ролей в четкой и слаженной работе Управления железнодорожного транспорта.

Именно от работников службы эксплуатации зависит организация планомерной перевозки. Служба эксплуатации объединяет работу станций: «Янги-Зарафшан», «Карьерная 1», «Карьерная 2», «Мурунтау» и «Ташкура». Обеспечивает перевозку горной массы с рудника Мурунтау на ГМЗ-2, перевозку народнохозяйственных грузов, фосфоритной муки, перевозку пассажиров, производит маневровую работу на подъездных путях.

К эксплуатационникам предъявляются большие требования – это они организуют слаженную работу всех участков. За 2009 г. перевозка горной массы с ЗППК и ВППК на ГМЗ-2 составила 34,9 млн. т (101,8%), перевозка народнохозяйственных грузов, прибывающих для нужд предприятий Зарафшанского региона, составила 16,6 тыс. вагонов – 1 млн. т, перевозка продукции Кызылкумского фосфоритного комплекса составила 13,6 тыс. вагонов – 0,66 млн. т.

Ведется капитальный ремонт перегона, освоено уже 14,6 km из 42 km, между станциями «Янги-Зарафшан» и «Мурунтау» с заменой устаревших железнодорожных путей на новые, более совершенные. Это позволило сократить время хода пассажирского поезда и увеличить скорость движения (с 25 km/h до 50 km/h на отдельных участках пути) доставки народнохозяйственных грузов на 15 минут.

Служба СЦБ, КИПиА и связь. Устройства сигнализации, централизации и блокировки (СЦБ) являются важным элементом технической оснащённости железных дорог, предназначенные для увеличения пропускной способности, обеспечения бесперебойного и безопасного движения поездов. Эти устройства обеспечивают также оперативное руководство всеми перевозочными процессами, повышают эффективность использования технических средств транспорта и увеличивают производительность труда железнодорожника.

Служба СЦБ, КИПиА и связи в подразделении УЖДТ зарождалась из службы энергоучастка с 1974 г.

В 1979 г. произошло разделение энергоучастка УЖДТ на службы СЦБ, КИПиА и связь и энергослужбу. В 90-е гг. начинается строительство нового

поста ЭЦ под проект внедрения на станциях системы УЭЦМ.

В 2000 г. введены в эксплуатацию новые силовые панели питания станций, смонтированы более совершенные пульты-табло и устройства связи.

2005 г.- была разработана схема включения стрелок и сигналов в электрическую централизацию на восточном ППК. При проектировании строительства и монтаже устройств железнодорожной автоматики были использованы неординарные решения. Монтаж устройств автоматики был произведен внутри вагона (аналогов на железнодорожном транспорте в республике нет). Питание к посту (вагону) подведены индивидуальными фидерами от двух независимых друг от друга источников.

В 2007 г. перегон между ст. «Карьерная» пост №1 и «Карьерная» пост №2 на границе блок - участков был разделён, установлена разрезная точка с автоматикой и светофором. Включение сигнальной точки позволило увеличить пропускную способность перегона (если до разделения на перегоне находился один поезд - перегонный ход 15 минут, после разделения по перегону могут проследовать 2 поезда за 15 минут).

2007-2008 гг. - были включены в электрическую централизацию два пути в парке разгрузки ККД. Оснащены электроприводами выходные ручные стрелки ККД. На выходе с пути были установлены светофоры, что позволило сократить время установки маршрута и увеличить прием руды на завод.

Дистанционное управление стрелками и сигналами осуществляется с поста ЭЦ диспетчерским персоналом.

Сигнализация предназначена для обеспечения безопасной и четкой организации движения поездов и маневровой работы. В 2009 г. произведена реконструкция восточной горловины парка ККД, что позволило увеличить пропускную способность думпкарных вертушек.

На сегодняшний день количество обслуживаемых объектов службой СЦБ, КИПиА и связи таково: стрелок ЭЦ – свыше 135 шт., светофоров поездных и маневровых – свыше 280 шт., воздушной линии связи -30 km., устройств АБ-6 km.

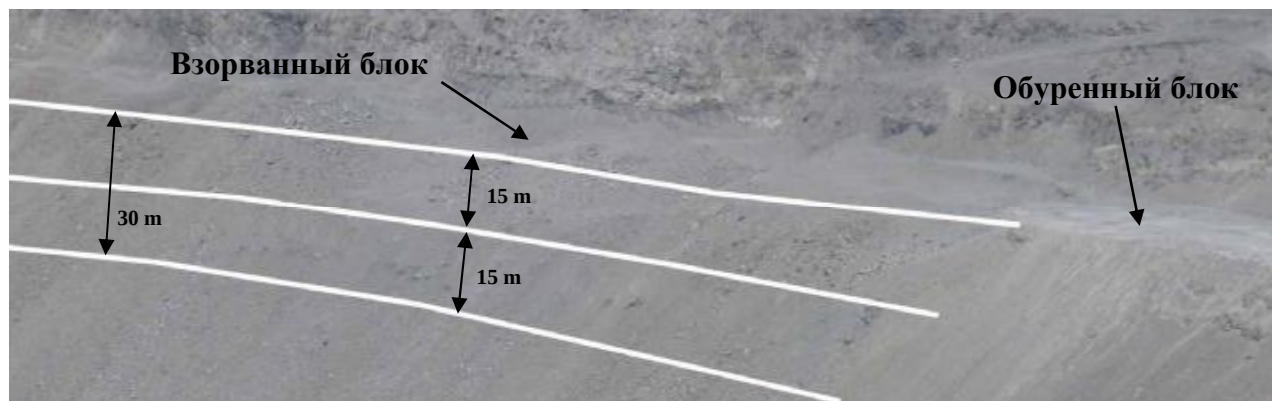
В настоящее время разрабатывается проект по внедрению микропроцессорной централизации стрелок и сигналов на ст. «Мурунтау» и ст. «Карьерная».

Все вышеперечисленное дает основание говорить, что в УЖДТ ведется инновационная работа по дальнейшему развитию и совершенствованию новых технологий в железнодорожной отрасли с минимальными затратами.

Управление железнодорожного транспорта намерено и в дальнейшем изыскивать новые возможности в целях рационального применения своих возможностей и сил для перспективного развития и внедрения новых технологий.

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА В ФОТОГРАФИЯХ

Центральное рудоуправление Государственного предприятия «Навоийский ГМК»



Одновременное взрывание двух спаренных 15 метровых уступов в карьере Мурунтау



Внутрикарьерное складирование руды на внутреннем складе карьера Мурунтау



Внутрикарьерное складирование породы на внутреннем отвале карьера Мурунтау



Работа отвалообразователя ОШС-4000/125 на перегрузочном пункте карьера Мурунтау



Селективная разработка вскрышных пород на внешнем складе карьера Мурунтау с подачей обогащенной части руды на кучное выщелачивание рудника ЦКВЗ



Измененная подача пульпы на сгустителя на ГМЗ-2



Мельница ММС 90x30 в работе на ГМЗ-2



Локально-сорбционная установка на хвостохранилище ГМЗ-2



Линия отделения промывки на фосфоритовом комплексе ГМЗ-2



Вторичное использование металлолома в УАТе на ремонте кузовов автосамосвалов, траковых лент бульдозеров, виброкатков, при восстановлении башмаков



Модернизированный в УАТе отвал автогрейдера



Разработанная в УАТ ступица обдува электродвигателей для БелАЗ 7513



Резинотехнические изделия разработанны и изготовлены в ООО «ГАУЧ» для УАТ



Опытная партия футеровок для дробилок 4 стадии дробления на руднике ЦКВЗ



Усовершенствованная конструкция футеровки на конусе дробилки 3 стадии дробления рудника ЦКВЗ

РАЗРАБОТКА СТРУКТУРНОЙ СХЕМЫ ЭЛЕКТРОПРИВОДА ПОГРУЖНОГО НАСОСНОГО АГРЕГАТА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЁ ПАРАМЕТРОВ

Худойбердиев Ш.М., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ; **Эгамбердиев И.П.**, старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук, **Абдуазизов Н.А.**, старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук

На Навоийском ГМК проведен значительный объем работ по совершенствованию погружных насосных агрегатов в технологии добычи полезных ископаемых методом выщелачивания и их адаптации к условиям месторождения. Были разработаны системы контроля динамического уровня, управления параметрами откачки для ликвидации последствий работы в режиме «сухой ход», использования дегазатора, выбора местоположения насоса на максимальной глубине. В результате удалось значительно увеличить время безаварийной работы насосного агрегата.

Анализ проделанной работы указывает на необходимость дальнейшего совершенствования системы «скважина-насос». Необходимо учитывать не только изменение гидрогеологических характеристик скважины, вести непрерывный контроль динамического напора и проводить дегазацию растворов, но и учитывать технологические параметры продуктивного раствора. Требуется вести управление работой (производительностью) насоса в зависимости от содержания песка и уровня раствора в скважине [1-3].

Решение этих задач возможно на базе частотно-регулируемых электроприводов насосных агрегатов, которые позволяют автоматизировать технологический процесс. Разработка таких систем позволит повысить срок безаварийной работы насосных агрегатов на 10-20%, при этом экономия электроэнергии составит 25-35% от потребляемой в настоящее время. Работу системы «скважина-насос» необходимо рассматривать как подсистему общей автоматизированной системы управления работой полигона по добыче полезного ископаемого.

Функционирование скважин характеризуется переменным притоком, сопровождающимся изменением статического напора H_c . Переменный уровень жидкости в скважине связан с потерями электроэнергии. Таким образом, возникает необходимость стабилизации уровня жидкости на высоких отметках. На горном производстве скважины используются при подземном выщелачивании полезного ископаемого.

В современных отечественных и зарубежных системах регулирование режимов работы насосных установок осуществляется посредством автомати-

зированного регулируемого электропривода. В таких системах регулируемым параметром является уровень жидкости в скважине, значение которого выбирается исходя из следующих соображений. С энергетической точки зрения уровень следует поддерживать на самой высокой отметке, так как это уменьшает статическую высоту подъема жидкости. Однако при этом следует учитывать величину притока в скважину, так как высоко заявленный уровень может не соответствовать притоку жидкости. Это может привести к сбою системы автоматической стабилизации уровня жидкости. Схема стабилизации уровня жидкости в скважине рассмотрена на примере системы, изображенной на рис. 1, а процесс стабилизации – на рис. 2.

Процесс стабилизации уровня в скважине рассмотрен на напорных характеристиках насоса и трубопровода. Предположим, что в некоторый момент времени насос работает с угловой скоростью ω_1 и обеспечивает подачу Q_1 и напор H_1 . Этому режиму соответствует уровень жидкости в резервуаре или скважине $h_{зад}$ и приток q_1 . Предположим, что в следующий момент времени приток изменится в сторону уменьшения и станет равным q_2 . Тогда из-за несоответствия притока и откачки ($q_2 < Q_1$) уровень воды в скважине снизится на некоторое значение Δh .

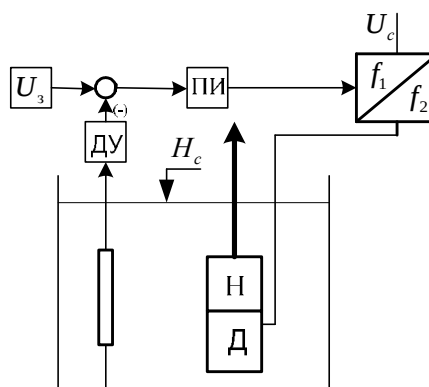


Рис. 1. Схема стабилизации уровня жидкости в скважине: U_3 – сигнал задания по уровню жидкости; ПИ – пропорционально-интегральный регулятор; ДУ – преобразователь датчика уровня; Н – насосная часть агрегата; М – двигательная часть агрегата

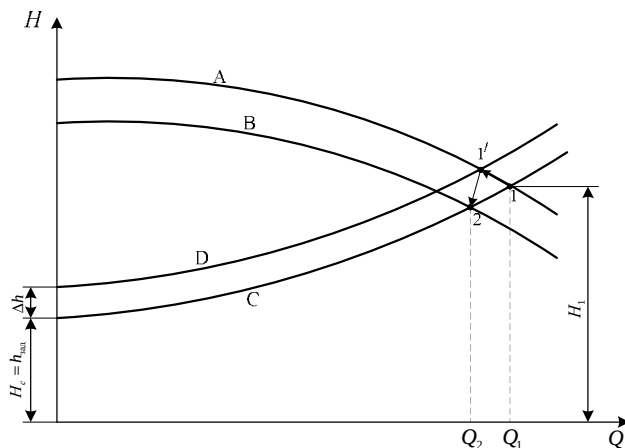


Рис. 2. Процесс стабилизации уровня жидкости в резервуаре или скважине: А – напорная характеристика насоса при ω_1 ; В – то же при ω_2 ; С – характеристика трубопровода при заданном уровне; D – характеристика трубопровода же при пониженном уровне

Следовательно, возрастет статическая составляющая напора, и характеристика трубопровода займет положение D. При этом подача насоса также несколько уменьшится до точки 1'. Однако это не компенсирует уменьшение притока. Подача насоса за счет того, что характеристики насоса и трубопровода криволинейны, снижается в гораздо меньшей степени, чем уменьшится приток. При этом произойдет рассогласование задающего сигнала системы регулирования и сигнала, поступающего от датчика уровня. В результате этого регулятор выдает обработанный по ПИ-закону сигнал в систему управления частотно-регулируемого электропривода, снижающий угловую скорость насосного агрегата. При снижении угловой скорости характеристика насоса сместится в положение В, соответствующей угловой скорости ω_2 , новому значению притока q_2 и заданному уровню жидкости в скважине, рабочая точка насоса переместится в точку 2. В этой рабочей точке обеспечивается $q_2 < Q$.

При увеличении притока система регулирования действует аналогично, но в противоположном направлении. В результате система регулирования поддерживает заданный уровень жидкости в скважине, обеспечивая равенство подачи насоса и притока $Q=q$ и стабильность заданного уровня. Таким образом, обеспечивается работа насосного агрегата в экономичном режиме без превышения статических напоров.

Для вычисления подачи, напора, КПД, мощности, статического момента насоса и потребляемой электроэнергии насосным агрегатом в режиме стабилизации уровня используются зависимости:

- изменения подачи насоса от его угловой скорости:

$$Q = Q_{ном} \cdot \sqrt{\frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{w}{w_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c}}, \quad (1)$$

где $Q_{ном}$ – номинальная (паспортная) подача насоса;
 H_{ϕ} – фиктивный напор насоса;
 ω – текущее значение угловой скорости насоса;
 $\omega_{ном}$ – номинальная угловая скорость насоса;
 H_c – статический напор насоса, определяется как разность геодезических отметок наивысшей точки подачи жидкости и места установки насоса;
 - изменения напора насоса от его угловой скорости:

$$H = H_c + (H_{ном} - H_c) \cdot \frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{w}{w_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c}, \quad (2)$$

где $H_{ном}$ – номинальный (паспортный) напор насоса;
 - изменения КПД от угловой скорости насоса определяется с помощью формулы Муди, преобразованной для насосов:

$$h_{нас} = 1 - \frac{1 - h_{ном}}{\left(\frac{w}{w_{ном}}\right)^{0,36}}, \quad (3)$$

где $\eta_{ном}$ – номинальный (паспортный) КПД насоса;
 - мощности, потребляемой насосом:

$$N = \frac{r \cdot Q \cdot H}{102 \cdot h_n}, \text{ kW}, \quad (4)$$

где ρ – плотность перекачиваемой жидкости, kg/m^3 (для чистой воды $\rho=1000 \text{ kg/m}^3$);
 Q – секундная подача насоса, m^3/s ;
 H – напор насоса, m (метров водного столба);
 η_n – КПД насоса, отн. ед.;
 - момента статического сопротивления от угловой скорости насоса:

$$M_{н.с} = \frac{r \cdot Q \cdot H \cdot 10^3}{102 \cdot w \cdot h_n}, \text{ Nm}. \quad (5)$$

При этом стабилизируемым параметром является статический напор H_c , являющийся составной частью этих зависимостей.

Вычисление статического напора H_c (стабилизируемая величина), в соответствии с характеристикой трубопровода, производится по формуле:

$$H_c = \frac{H - H_{ном} \cdot \left(\frac{Q_{пр}}{Q_{ном}}\right)^2}{1 - \left(\frac{Q_{пр}}{Q_{ном}}\right)^2}, \quad (6)$$

где $Q_{пр}$ – приток жидкости в резервуар или скважину.

Вычисление уровня жидкости в резервуаре или скважине производится по формуле:

$$H_{ур} = H_{под} - H_c, \quad (7)$$

где $H_{под}$ – высота подъема жидкости.

Высота подъема жидкости определяется разностью геодезических отметок между наивысшей точкой подъема жидкости и местом установки насоса, а статический напор определяется разностью геодезических отметок между наивысшей точкой подъема жидкости и уровнем жидкости в резервуаре или скважине.

Формула (7) используется для выбора датчика уровня. При этом учитывается степень агрессивности среды.

Учитывая, что на горном производстве наиболее часто транспортируемой жидкостью являются кислотные и щелочные растворы (концентрат для процессов обогащения, подземного выщелачивания полезного ископаемого и т.п.), можно рекомендовать погружной зонд для измерения уровня жидкости типа «Метран-55-ЛМК 858», имеющий следующие технические характеристики и параметры:

- измеряемая среда – агрессивные жидкости и вязкие среды;
- диапазон измеряемых давлений (уровня):
- минимальный 4 кПа (0,4 м H₂O);
- максимальный 1 МПа (100 м H₂O);
- диаметр зонда 45 мм;
- выходной сигнал 4-20 мА, 0-10 В;
- температура измеряемой среды от 0⁰С до 70⁰С.

Структурная схема частотно-регулируемого электропривода представлена на рис. 3. Она состоит из последовательно соединенных безинерционных, инерционных и интегрирующих звеньев с внутренней обратной связью по угловой скорости. Для обеспечения необходимой точности регулирования координат используется пропорционально-интегральный регулятор (ПИ-регулятор).

Определяются параметры структурной схемы рис. 3.

Статический коэффициент передачи преобразователя частоты:

$$K_{nc} = \frac{E_{nc}}{U_{y,ном}}, \quad (8)$$

где $E_{nc} = \frac{U_{ном}}{0,985 - 0,00375 \cdot p_n}$, В;

$U_{y,ном}$ – номинальное напряжение управления в соответствии с Государственным стандартом приборов.

Электромагнитная постоянная времени преобразователя может быть принята в пределах $T_{nc} = (0,002 \div 0,005)$ с.

Коэффициент внутренней обратной связи по скорости:

$$K_w = \frac{I_{т,ном} \cdot (x_0 + x_1)}{w_{1,ном}}, \text{ V} \cdot \text{s}. \quad (9)$$

Коэффициент передачи звена момента:

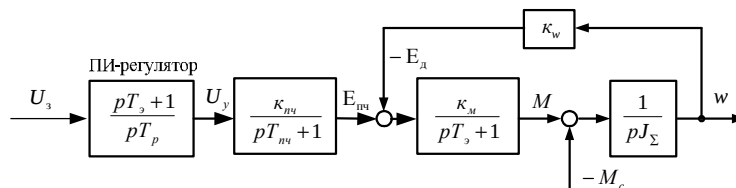


Рис. 3. Структурная схема частотно-регулируемого электропривода

$$K_m = \frac{M_{ном}}{K_w \cdot (w_{1,ном} - w_{ном})}, \text{ Nm/V}. \quad (10)$$

Индуктивность рассеяния обмоток статора и ротора:

$$L_1 = L_2' = \frac{x_1}{314} = \frac{x_2'}{314}, \text{ H}. \quad (11)$$

Индуктивность намагничивания:

$$L_m = \frac{x_0}{314}, \text{ H}. \quad (12)$$

Полная индуктивность обмоток статора и ротора:

$$L_s = L_r = L_\mu + L_1 = L_2', \text{ H}. \quad (13)$$

Эквивалентная индуктивность системы «преобразователь частоты - асинхронный электродвигатель»:

$$L_\Sigma = L_{op} + \frac{3}{2} \cdot \kappa_i^2 \cdot \left(L_s - \frac{L_m^2}{L_r} \right), \text{ H}. \quad (14)$$

Эквивалентное активное сопротивление системы «преобразователь частоты - асинхронный электродвигатель»:

$$R_\Sigma = r_{op} + \frac{3}{2} \cdot \kappa_i^2 \cdot \left(r_1 + r_2' \cdot \frac{L_m^2}{L_r^2} \right), \Omega. \quad (15)$$

Электромагнитная постоянная времени системы «преобразователь частоты – асинхронный электродвигатель»:

$$T_\Sigma = \frac{L_\Sigma}{R_\Sigma}, \text{ s}. \quad (16)$$

Момент инерции насосного агрегата состоит из суммы моментов инерции двигателя и насоса. Момент инерции двигателя находится по паспортным данным двигателя, а момент инерции насоса можно принять в размере 50% от момента инерции двигателя, тогда:

$$J_\Sigma = 1,5 J_{дв}, \text{ kg} \cdot \text{m}^2. \quad (17)$$

Для обеспечения высокой точности стабилизации уровня жидкости в скважине необходимо применение ПИД-регулятора. Однако, представляя насос в модели как безинерционное звено, можно использовать пропорционально-интегрирующий регулятор (ПИ-регулятор), передаточная функция которого имеет вид:

$$W_{ПИ}(p) = \frac{(T_\Sigma p + 1)}{T_p p}, \quad (18)$$

где $T_\Sigma = 0,0125$ с – электромагнитная постоянная времени системы «преобразователь частоты – электродвигатель»;

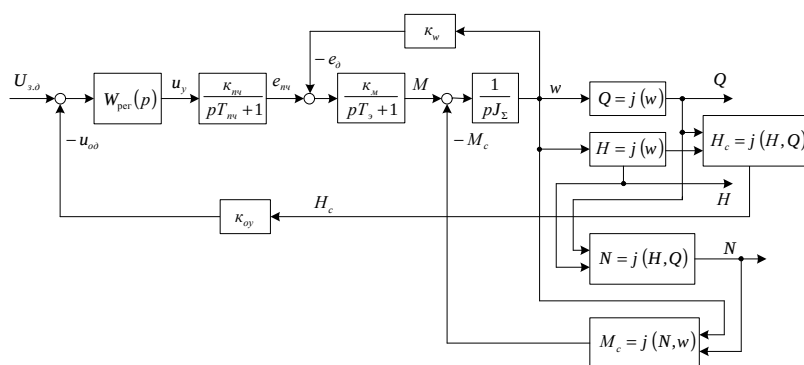


Рис. 4. Структурная схема частотно-регулируемого насосного агрегата со стабилизацией уровня жидкости в резервуаре или скважине

T_p - постоянная времени ПИ-регулятора. Структурная схема насоса представляется в виде функциональных блоков, реализующих различного вида

зависимости по подаче, напору, мощности и моменту статического сопротивления.

Структурная схема частотно-регулируемого насосного агрегата со стабилизацией уровня жидкости в резервуаре или скважине представлена на рис. 4.

Блоки структурной схемы насоса на рис. 4 представляют собой функциональные зависимости подачи $Q = \varphi(\omega)$ (1), напора $H = \varphi(\omega)$ (2), мощности $N = \varphi(Q, H)$ (4) и момента статического сопротивления $M_c = \varphi(N, \omega)$ (5) от угловой скорости насоса. Выделение статического напора для реализации обратной связи по уровню жидкости в скважине осуществляется с помощью блока $H_c = \varphi(Q, H)$.

Список литературы:

1. Г.Г. Соколовский «Электроприводы переменного тока с частотным регулированием», Москва. Издательский центр «Академия». 2007 г.
2. Н.Ф. Ильинский, В.В. Москаленко «Электропривод энерго- и ресурсосбережение», Москва. Издательский центр «Академия». 2008 г.
3. Б.С. Лезнов «Энергосбережение и регулируемый привод в насосных и воздуходувных установках», Москва. Энергоатомиздат, 2006 г.

УДК 622.233

© Эгамбердиев И.П., Абдуазизов Н.А., Худойбердиев Ш.А. 2010 г.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПОДШИПНИКОВЫХ ОПОР БУРОВЫХ СТАНКОВ ПО СПЕКТРАЛЬНЫМ ХАРАКТЕРИСТИКАМ

Эгамбердиев И.П., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; Абдуазизов Н.А., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; Худойбердиев Ш.А., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Контроль бурового оборудования по низкочастотным вибрациям имеет ряд недостатков: невозможность обнаружения и идентификации (определения вида и величины) многих видов дефектов, которые являются причиной отказов подшипников; сложность разделения составляющих вибрации; сложность обнаружения зарождающихся дефектов.

Предпринятые нами попытки применения таких наиболее распространенных методов, как использование в качестве критерия: СКЗ вибропараметров в широком диапазоне частот, измерение пик-фактора и узкополосных спектров не позволили с достаточной достоверностью выявить неисправности подшипниковых узлов буровых станков на ранних стадиях развития и прогнозировать срок их безотказной работы [1-4].

Поэтому в работе применён другой алгоритм обработки сигнала, учитывающий то, что вибрация,

генерируемая подшипником представляет сложный колебательный процесс, который можно представить в виде:

$$X(t) = \sum_{k=1}^{\infty} A(t) \cos[k\omega_0(t) + j_k(t)] + x_w(t). \quad (1)$$

Он является наложением квазиполигармонического процесса в области низких и средних частот и широкополосного случайного стационарного процесса $\xi_{\omega}(t)$ в области высоких частот.

При этом мы учитывали то, что информация о процессах, происходящих в самом подшипнике — ударные взаимодействия элементов подшипника, трение при проскальзывании тел качения содержится в высокочастотной широкополосной случайной составляющей. Для выделения этой полезной информации и формирования диагностических признаков, зарождающихся дефектов в подшипнике, поступим следующим образом. С помощью Фурье —

преобразования получаем спектральную плотность мощности этого сигнала:

$$S_T(w) = \frac{1}{T} [H_T(jw)]^2, \quad 0 < t < T, \quad (2)$$

где $H_T(jw) = \int_{-\infty}^{\infty} h(t) e^{-j\omega t} dt$ - частотное представление сигнала.

Выделим из этого сигнала узкополосную компоненту $\xi_{\Delta}(t)$ (шириной в 1/3 октавы) с наибольшей мощностью – эта область соответствует резонансным колебаниям наружного кольца подшипника:

$$x_{\Delta}(t) = A[1 + mB(t)] \cos(\omega_{\Delta}t + j_0), \quad (3)$$

где $0 < m < 1$ - глубина модуляции.

В свою очередь:

$$B(t) = \sum_{k=1}^n C_k \cos(k\Omega t + j), \quad (4)$$

т.е. представляет амплитудно-модулированный процесс вида:

$$x(t) = A \left[1 + \sum_{k=1}^n m_k C_k \cos(k\Omega t + j) \right] \cdot \cos(\omega_{\Delta}t + j_0), \quad (5)$$

где m_k – парциальный коэффициент модуляции; Ω - угловая частота модуляции.

Поэтому следующим шагом путём фильтрации выделяем медленно меняющийся колебательный процесс, т.е. огибающую исходного высокочастотного сигнала и, снова выполнив Фурье – преобразование, получим «спектр огибающей». Таким обра-

зопределяет вид дефекта, а глубина модуляции степень развития дефектов.

Количественно техническое состояние с помощью спектра огибающей удобно оценивать с помощью обобщенного вибродиагностического параметра по формуле:

$$K_i = \left\{ m \sum_{j=1}^m \left[k_{ij} \left(\sum_{j=1}^m k_{ij} - k_{ij} \right) \right]^2 \right\}^{1/2} \cdot \left[(m-1) \sum_{j=1}^m k_{ij} \right]^{-1}. \quad (6)$$

В этом случае в матрицу [2] следует подставлять значения парциальных коэффициентов модуляции для характерных различных частот.

Проводя периодические вибрационные измерения и наблюдая за изменением обобщенного вибродиагностического параметра $K(t)$, можно построить трендовые характеристики, вид которых показан на рис.

Здесь в начальный период эксплуатации наблюдается медленное уменьшение величины K по мере изнашивания элементов подшипника и увеличения зазоров. В момент, соответствующий точке B , происходит резкое увеличение интенсивности изнашивания, вызываемого ударно-усталостными процессами вследствие превышения величины зазора критического значения. Наступление этого этапа сопровождается усталостными повреждениями элементов подшипника, что, в свою очередь, вызывает изменение глубины модуляции гармонических составляющих в спектре огибающей.

Для скорости убывания величины $K(t)$, на основании сказанного, принимаем:

$$\frac{dK(t)}{dt} = -\alpha \bar{m}, \quad (7)$$

где $\bar{m}$ - среднее значение коэффициента модуляции для характерных подшипниковых частот; α - коэффициент пропорциональности.

Трендовая характеристика $K(t)$ позволяет прогнозировать изменение технического состояния и определить величину остаточного ресурса.

Используя известное из теории надёжности соотношение между безотказностью подшипниковой опоры $P(T)$ и интенсивностью отказов подшипника $\lambda(T)$, можно записать:

$$\frac{dP(T)}{d(T)} = -P(T)\lambda(T)$$

или

$$P(T) = e^{-\int_0^T \lambda(t) dt}. \quad (8)$$

Принимая интенсивность отказов величиной постоянной и пропорциональной энергии колебательных процессов, происходящих в самом подшипнике при

Таблица
Расчёт характерных частот подшипников буровых станков

№ п/п	m	n	d, mm	D, mm	B, mm	Z	D _{тк} , mm	F _{об} , Hz	F _{тк} , Hz	F _с , Hz	F _в , Hz	F _ш , Hz
3620	13	2	100	215	73	14	31	10	24,26	8,02	27,72	112,28
3628	36,2	2	140	300	102	14	32	2	5,05	0,8	16,8	11,2
42244	39	1	220	400	65	20	40	2	8,82	1,12	21,12	26,88
46244	36	1	220	400	65	16	44	2	6,91	0,86	18,24	12,04
8260Г	44,2	1	300	420	95	22	44	2	8,06	0,88	24,64	19,36
42152	30,9	1	260	400	65	21	40	2	8,12	0,88	23,52	18,48
32314		5	70	150	35	12	20	50	120	20,46	354,5	245,5
66314	3,2	4	70	150	35	14	25,4	50	102,5	19,23	430,78	269,2

Примечание - $f_{\text{вр}}$ – частота вращения вала; $f_{\text{с}}$ – частота перекачивания тел качения по внутреннему кольцу; $f_{\text{ш}}$ – частота перекачивания тел качения по наружному кольцу; $f_{\text{тк}}$ – частота вращения тел качения; $f_{\text{сеп}}$ – частота вращения сепаратора.

зом, оказалось возможным разделить в пространстве частотные составляющие, связанные с характерными дефектами подшипников.

Об этом свидетельствует хорошая сходимость полученных спектральных частот с результатами вычислений характерных «подшипниковых частот» (табл.).

Набор характерных частот и их парциальных коэффициентов модуляции принят в качестве признака технического состояния: частота модуляции $k\Omega$

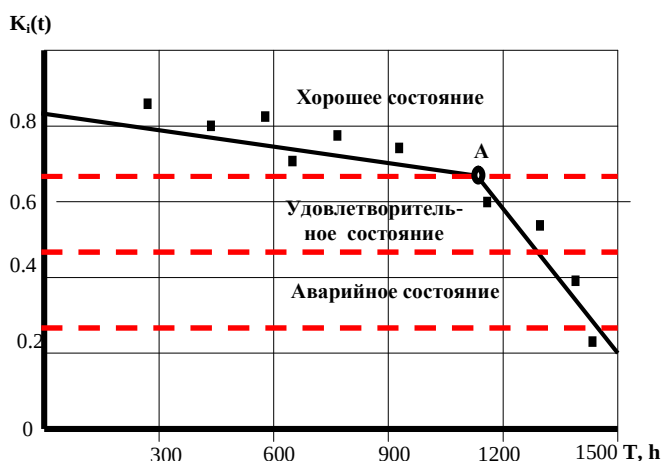


Рис. Зависимость обобщенного вибрационного параметра от времени

перекачивании тел качения, и проявляющихся в виде компонент с частотами, кратными $kZ\omega_0$, где Z - число тел качения; ω_0 - частота вращения вала; $k=1, 2, 3, \dots$ - номер гармоники:

$$l(T) = c\bar{D}(kZ\omega_0), \quad (9)$$

где $\bar{D}(kZ\omega_0)$ - среднее значение мощности колебаний на частотах, кратных частоте вращения; c - коэффици-

ент пропорциональности.

Тогда:

$$P(T) = \exp[-c\bar{D}(kZ\omega_0)]. \quad (10)$$

А среднее время наработки между отказами:

$$T_{cp} = \frac{1}{c\bar{D}(kZ\omega_0)}. \quad (11)$$

Таким образом, зависимости (10) и (11) устанавливают взаимосвязь показателей надежности подшипниковых опор с параметрами их вибрационного состояния. Они позволяют объяснить пониженный ресурс подшипниковых опор буровых станков, а также прогнозировать время работы до наступления отказа.

В результате выполненных исследований получены следующие выводы:

- в результате исследований получены диагностические модели изменения технического состояния буровых станков и вибрационные характеристики типовых дефектов подшипниковых опор;
- контроль и наблюдение за уровнем вибропараметров позволяет определить характер неисправностей в механических системах буровых машин;
- на основании вышесказанного можно утверждать, что уровень вибрации буровых машин и отдельных их узлов однозначно определяет ее техническое состояние.

Список литературы:

1. Островский М.С. Триботехнические основы обеспечения качества функционирования горных машин. // Часть 2. - М. 1994. С. 229.
2. Солод Г.И., Радкевич Я.М. Управление качеством горных машин. - М. МГИ, 1984, 94 с.
3. Эгамбердиев И.П. Мониторинг технического состояния буровых станков. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2007 г. - № 8. - С. 189-192.
4. Эгамбердиев И. П., Островский М.С. Исследование вибрационных методов оценки технического состояния буровых станков. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2007 г. - № 9. - С. 93-97.

УДК 622.775

© Турсунбаева А.К. 2010 г.

УСОВЕРШЕНСТВОВАННАЯ МОДЕЛЬ ПРОЦЕССА КАПЕЛЬНОГО ОРОШЕНИЯ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ

Турсунбаева А.К., директор центра маркетинга и договорных отношений Карагандинского государственного технического университета, канд. техн. наук

Предлагается усовершенствованная модель процесса капельного орошения при кучном выщелачивании металлов на основе использования методов статистической физики с целью определения его оптимальных параметров. Модель включает в себя только экспериментально определяемые величины и содержит небольшое число определяющих параметров процесса кучного выщелачивания и будет удобна для ее практического использования.

В мировой практике для переработки золотосодержащих руд широко используется процесс выще-

лачивания золота растворами цианидов щелочных металлов из бедных руд, отвалов, а также руд небольших месторождений, что позволяет значительно расширить сырьевую базу золотодобычи [1-3].

Правильно спроектированная система подачи выщелачивающего раствора на штабель обеспечивает максимальный контакт между рудой, штабелированной на подстилающей защитной подушке и раствором цианида натрия, который обеспечивает растворение золота и его доставку в накопитель маточного раствора. Во время процесса выщелачивания

устанавливается определенный «рисунок» распределения потока раствора внутри штабеля; неизбежно, что некоторые участки рудной массы будут получать меньшее соприкосновение с цианидным раствором, нежели другие. Однако правильный выбор системы подачи раствора, скорости его движения внутри штабеля и способа поддержания всей системы в рабочем состоянии могут и должны минимизировать «короткие замыкания» при просачивании жидкости по пути наименьшего сопротивления, неэффективное (неравномерное) смачивание руды внутри штабеля.

На практике подача раствора может обеспечиваться несколькими различными способами: методом заводнения или подпруживания, разбрызгивателями-вертушками, трубчатыми разбрызгивателями, обычной системой газонного распыления влаги, системой капельного орошения.

Системы капельного орошения в последние годы приобрели особую популярность. В 1987 г. компания Wade Rain продала первые системы капельного орошения для использования при кучном выщелачивании руд. Первое оборудование предназначалось для золотодобычи, а затем в 1991 г. системы капельного орошения впервые были применены при добыче меди, что явилось инновацией в этой области.

Статистическая модель капельного орошения. Рассмотрим одномерную трещину с числом частиц металла, подвергаемых выщелачиванию, m . Пусть расстояние между частицами одинаково и равно L . Опишем вокруг каждой частицы металла 0 квадрат со стороной $L/2$. Пусть плотность числа капель в этом квадрате равна n_0 , тогда вероятность $W_0(r)$ того, что ближайшая капля находится на расстоянии r от частицы 0 , нетрудно получить из классической статистической физики:

$$W_0(r) = 4\pi n_0 r^3 \exp[-4\pi n_0 r^3 / 3]. \quad (1)$$

Вероятность нахождения N_0 капель в зоне частицы 0 радиусом r равна, очевидно,

$$W_{N_0}(r) = \prod_{k=1}^{N_0} W_k(r) = (4\pi n_0)^{N_0} r^{3N_0} \exp[-4\pi N_0 n_0 r^3 / 3]. \quad (2)$$

Вероятность (2) определим с другой стороны как отношение числа капель N_0 в зоне частицы к общему числу капель в выделенном квадрате $Q_0 = n_0 L^2 / 4$:

$$p_0 = \frac{N_0}{Q_0} = (4\pi n_0)^{N_0} r^{3N_0} \exp[-4\pi n_0 r^3 / 3]. \quad (3)$$

По всей длине трещины имеем:

$$\begin{aligned} p_0 &= (4\pi n_0)^{N_0} r^{3N_0} \exp[-4\pi N_0 n_0 r^3 / 3] = \frac{N_0}{Q_0}, \\ p_1 &= (4\pi n_1)^{N_1} r^{3N_1} \exp[-4\pi N_1 n_1 r^3 / 3] = \frac{N_1}{Q_1}, \\ p_m &= (4\pi n_m)^{N_m} r^{3N_m} \exp[-4\pi N_m n_m r^3 / 3] = \frac{N_m}{Q_m}. \end{aligned} \quad (4)$$

По всей длине трещины с частицами металла $0, 1, 2, \dots, m$ имеем:

$$P = \prod_{i=0}^m p_i = \prod_{i=0}^m (4\pi n_i)^{N_i} r^{3N_i} \exp[-4\pi N_i n_i r^3 / 3] = \frac{\prod_{i=0}^m N_i}{\prod_{i=0}^m Q_i}. \quad (5)$$

Система уравнений (4) и (5) представляет собой систему трансцендентных уравнений, решить которую можно только приближенными или численными методами. В связи с этим сделаем численные оценки, основываясь на реальной ситуации и уравнении, которое вытекает из 1-го уравнения системы 4:

$$\ln N_0 - \ln Q_0 = N_0 \ln(4\pi n_0) + 2N_0 \ln r - \frac{4\pi}{3} N_0 n_0 r^3.$$

Число капель N_0 , находящихся около частицы металла, в среднем изменяется от 1 до 50; длина стороны квадрата от 100 до 500 мм; число капель Q_0 , в выделенном квадрате - от 2000 до 4000; плотность числа капель вблизи частицы n_0 - от 1 до 10 (капель/мм³); радиус r - от 1 до 10 мм. Соответствующие оценки для $i=0$ даны в табл. 1.

Выпишем численные значения № 5 из табл. 1 и подставим в 1-ое уравнение системы 4:

$$3,91 - 7,82 = 4,83 + 230,26 - 20600000.$$

Данная оценка говорит о том, какими членами в уравнении (1) системы 4 мы можем пренебречь. В результате получим:

$$N_0 = \frac{3 \ln Q_0}{4\pi n_0 r^3}. \quad (6)$$

Следующим этапом нашего рассмотрения является тот факт, что N_0 является функцией времени и числа капель, проходящих по данной трещине. Поскольку капли при орошении движутся «почти периодически», то естественно зависимость N_0 от времени выбрать в виде:

$$N_0 = \alpha e^{-\omega t}, \quad \omega = \frac{2\pi}{T}, \quad (7)$$

где ω - частота, а T - период движения капель по трещине.

Число капель около частицы металла, очевидно, пропорционально интенсивности выщелачивания μ , так что окончательно имеем:

$$N_0 = \mu \exp(-2\pi \frac{t}{T}). \quad (8)$$

Учитывая (6), получим:

$$\mu \exp(-2\pi \frac{t}{T}) = \frac{3 \ln Q_0}{4\pi n_0 r^3}. \quad (9)$$

Сделаем оценку интенсивности выщелачивания. Из (9) имеем:

$$\mu = \frac{4\pi n_0 r^3}{3 \ln Q_0} \cdot \exp(-2\pi \frac{t}{T}). \quad (10)$$

Общий период движения капель $T = \mu T_0$, где T_0 - период движения одной капли. Уравнение (10) примет вид:

Таблица 1

Численные оценки членов 1-го уравнения системы 4

№	N ₀	lnN ₀	n ₀	N ₀ ln(4πn ₀)	r	2N ₀ lnr	Q ₀	lnQ ₀	4πN ₀ n ₀ ² /3
1	10	2,30	2	3,22	2	13,86	500	6,21	672
2	20	2,99	4	3,91	4	55,45	1000	6,91	33600
3	30	3,40	6	4,32	6	107,5	1500	7,31	160185
4	40	3,69	8	4,61	8	166,36	2000	7,60	675021
5	50	3,91	10	4,83	10	230,26	2500	7,82	2060000

$$m = \frac{4\pi n_0 r^3}{3 \ln Q_0} \cdot \exp(-2p \frac{2pt}{mT_0}) \quad (11)$$

или

$$\ln m + \frac{2pt}{mT_0} = \ln 5,4 + 3 \ln 10 \approx 8,6.$$

Итак, мы имеем уравнение, которое содержит экспериментально определяемые параметры и позволяет оптимизировать интенсивность выщелачивания при капельном орошении.

Поля-аналоги и методы подобия. Во многих областях техники и физики встречаются явления, представляющие собой прямые аналоги процессов в электрическом и магнитном полях, к ним относятся, например, перенос тепла в проводящей среде, течение вязкой жидкости и т.д. Так, например, закономерность распределения температуры между двумя границами, к которым приложена постоянная разность температур, или распределения функции потока жидкости, протекающей между этими границами, по форме идентична зависимости, описывающей распределение напряжения между этими же границами, если к ним приложена постоянная разность потенциалов. Таким образом, решение частной задачи одной физической природы непосредственно применимы к задачам другой физической природы. В табл. 2 показана аналогия, существующая между величинами в различных скалярных полях.

Уже в 50-е гг. прошлого столетия стали широко внедряться в научные исследования методы, исполь-

зующие свойства инвариантности математических и физических закономерностей относительно выбора для употребляемых характеристик явлений единиц измерения и физических масштабов явлений. Классическим трудом по этому вопросу является монография Л.И. Седова [4], выдержавшая несколько изданий. Можно говорить о некоторой аналогии между теорией размерностей и подобия и геометрической теорией инвариантов относительно преобразования координат – фундаментальной теории современной математики и физики.

Гидродинамические модели капельных потоков.

Если обозначить плотность капель (количество капель на единицу длины трещины) через $\rho(x,t)$, $x \in R$ в момент времени $t \geq 0$, то число капель в интервале (X_1, X_2) в момент времени t равно

$$\int_{x_1}^{x_2} \rho(x,t) dx. \quad (12)$$

Если обозначить через $v(x, t)$ скорость капель в точке x в момент t , то число проходящих через x (единицу длины) капель в момент t , есть $\rho(x,t) v(x, t)$. Полагая, что v зависит только от плотности ρ , имеем, что когда трещина пуста ($\rho=0$), капли движутся с максимальной скоростью $V=V_{\max}$. При наполнении трещины скорость падает до полной остановки ($v=0$), когда $\rho=\rho_{\max}$. Эта простая модель выражается следующим линейным соотношением

$$v(r) = v_{\max} \left(1 - \frac{r}{r_{\max}} \right) \quad 0 \leq r \leq r_{\max}. \quad (13)$$

Уравнение (13) симметрично, т.е. нетрудно видеть, что

$$\rho = \rho_{\max} \left(1 - \frac{v}{v_{\max}} \right) \quad 0 \leq v \leq v_{\max}. \quad (14)$$

Согласно табл. 2 плотности потока соответствует

Таблица 2

Аналогия между величинами в потенциальных полях

Параметр	Электростатическое поле	Электрического тока поле	Магнитоэлектрическое поле	Тепловое поле
Потенциал	Потенциал U	Потенциал U	Потенциал Ω	Температура T
Градиент	Напряженность электрического поля E	Напряженность электрического поля E	Напряженность магнитного поля H	Градиент температуры gradT
Постоянная, характеризующая свойства среды	Диэлектрическая проницаемость ε	Электрическая проводимость σ	Магнитная проницаемость μ	Температуропроводность a
Плотность потока	Электрическое смещение D	Плотность тока j	Магнитная индукция B	Плотность теплового потока q
Интенсивность источника	Плотность заряда ρ _e	Плотность тока j	Плотность магнитной массы ρ _m	Плотность источника тепла Q
Проводимость поля	Емкость C	Электрическая проводимость G	Магнитная проводимость Λ	Тепловая проводимость

аналог электрического тока – электропроводность σ .

В работе [5] был применен термодинамический подход к движению электронов в гетерогенной среде.

Анализируя изменение давления на межфазной границе, было получено для величины электропроводности σ следующее выражение:

$$\sigma = \sigma_{\max} \left(1 - \frac{r_k}{r} \right) \quad (15)$$

где r_k – «критический» радиус области пространства, начиная с которого σ зависит от r .

Математически уравнения (14) и (15) аналогичны. Скорость потока капель изменяется от 0 до $V_{\max}$ когда $V=V_{\max}$, $\rho=\rho_{\max}$. Возникает вопрос: что дает такая аналогия? В работе [6] для «критического» радиуса r_k получено следующее выражение:

$$r_k = \frac{2\alpha V}{RT}, \quad (16)$$

где α – межфазное натяжение;

V – молярный объем;

R – универсальная газовая постоянная;

T – температура.

Молярный объем V представляет собой длину трещины, RT пропорционально кинетической энергии капли, а межфазное поверхностное натяжение играет определяющую роль в процессе выщелачивания.

Уравнение (16) позволяет оценить критическую скорость капельного потока через характеристики трещин и капель (кинетическая энергия), что, несомненно, имеет практическое значение.

Таким образом, предложенную усовершенствованную модель нетрудно обобщить как на трехмерный случай, так и на неравномерность распределения частиц металла.

Вместе с тем она содержит небольшое число определяющих параметров процесса кучного выщелачивания и будет полезна для ее практического использования.

Список литературы:

1. Меретуков М.А., Орлов А.М. *Металлургия благородных металлов*. – М: *Металлургия*, 1991. – 415 с.
2. Лузин Б.С. О кучном выщелачивании золота // *Комплекс. использование минер. сырья*. – Алматы, 2003. – №3. – С.10-14.
3. Воробьев А.Е., Гладуш А.Е. *Геохимия золота. Ресурсы и технологии*. – М.: Изд-во РУДН, 2000. – 430с.
4. Седов Л.И. *Методы подобия и размерности в механике*. – М.: Наука, 1977. – 440с.
5. Юров В.М., Ещанов А.Н., Портнов В.С. *Математические модели электропроводности твердых тел // Материалы III межд. конф. «Математическое моделирование и информационные технологии в образовании и науке»*. – Алматы, 2005, т.1. – С. 234-237.
6. Юров В.М., Портнов В.С. и др. *Размерные эффекты в физике малых частиц и поверхности*. // *Вестник КарГУ, сер. Физика*, 2006, № 3. – С.11-18.

УДК 622.7.553.532

© Курбанов А.А. 2010 г.

ТЕРМОДИНАМИКА ДЕФОРМИРОВАНИЯ БАЗАЛЬТА В ПРОЦЕССЕ ПЛАВЛЕНИЯ

Курбанов А.А., доцент кафедры «Электроснабжение» НГГИ

Когда тело находится в не деформированном состоянии, расположение молекул соответствует состоянию его равновесия. В этом состоянии все его части находятся друг с другом в механическом равновесии. Следовательно, если выделить внутри тела условную часть, то равнодействующая всех сил, действующих на этот участок со стороны других частей, будет равна нулю.

С момента появления деформации тела будет меняться расположение молекул и нарушится первоначальное равновесие объекта. В результате внутри тела возникнут сопротивляющиеся силы, которые будут стремиться вернуть тело в состояние равновесия. Появившиеся при деформировании тела подобные силы получили название **внутреннее напряжение**. Разумеется, в момент состояния покоя тело не имеет таких напряжений. Мы при-

выкли к тому, что подобные явления происходят в том случае, когда на тело будут действовать внешние силы. Впоследствии тело может потерять свою форму или, выходя из равновесия и деформируясь, снова приобрести первоначальное состояние. Эти явления называют пластическими и упругими деформациями.

Доказано, что любое тело может находиться в деформированном состоянии под влиянием не только внешних силовых воздействий, но и тепла в связи с наличием теплового расширения [1]. К примеру, в таких случаях может оказаться и базальт, если перерабатывать его путем плавки. Подвергаясь плавке, базальтовая порода тоже может испытать подобное расширение.

Рассмотрим деформацию базальта в процессе плавки, сопровождающуюся изменением темпера-

туры тела. Известно, что процесс плавления базальтовой породы начинается с момента дробления больших ее кусков после очистки. Далее загрузка крошек в разогретую печь, температура которой заранее была доведена до определенного показателя. На рис. показана структурная схема подачи и движения тепловой волны в печи для осуществления плавления базальта.

В данном случае каждый кусок базальта представим как отдельное тело. Поскольку кусков базальта очень много, то считаем достаточным изучение состояния одного куска крошки базальта, так как все остальные куски базальта тоже будут испытывать подобное. Однако следует подчеркнуть, что базальт в своем составе содержит более десяти известных в науке химических компонентов, таких как SiO_2 , TiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , FeO , MgO , CaO , Na_2O , K_2O и т.д. В период нагревания тела каждый из компонентов по очередности плавится, не нарушая процесс. Можно заметить, что тогда каждый кусок базальта с изменением температуры тела будет выходить из состояния равновесия. Впоследствии процесс будет необратим, т.е. начнется постепенное повышение температуры базальта, и при определенной температуре происходит оттаивание. Таким образом, разрушится форма тела с превращением твердого куска породы в жидкую массу в целом.

Будем полагать, что сопровождающее деформацию изменение (где T и T_0 - конечная и начальная температура тела) температуры тела $T-T_0$ может быть регулировано и направлено в сторону понижения или повышения. Следовательно, имеем возможность регулирования не только температуры, но и величин деформации и напряжения тела за счет объема и скорости, подаваемых в печь газа и воздуха. Если так, то можно вести разговор не только о деформированном состоянии тела с изменением температуры, но и о свободной энергии (обозначим её буквой F), которая возникнет в про-

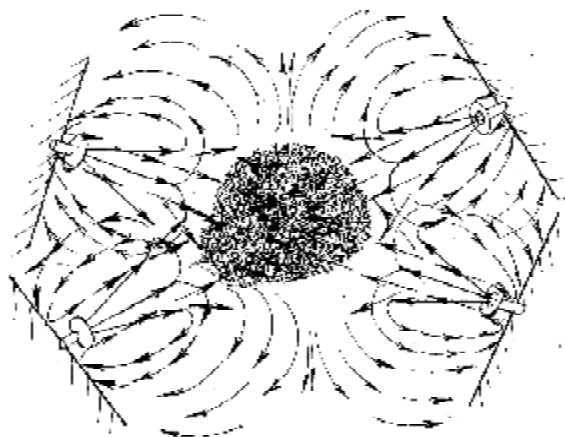


Рис. Процесс взаимодействия тепловой волны с базальтовой крошкой

цессе той же деформации. Тогда приведем следующую формулу для математического описания свободной энергии тела базальта, подвергающегося плавке, которая имеет вид:

$$F(T) = F(T) - K\alpha (T - T_0)u_{\parallel} + \mu (u_{ik} - 1/3\delta_{ik}u_{\parallel})^2 + K/2 u_{\parallel}^2, \quad (1)$$

где коэффициент при $T - T_0$ написан в виде $-K\alpha$, величины μ , K и α считаются постоянными коэффициентами, u_{ik} и $u_{\parallel}$ - тензоры деформации, δ_{ik} - величина деформации.

Дифференцируя F по u_{ik} , получим тензор напряжений:

$$\sigma_{ik} = -K\alpha (T - T_0)\delta_{ik} + K u_{\parallel}\delta_{ik} + 2\mu (u_{ik} - 1/3\delta_{ik}u_{\parallel}), \quad (2)$$

где σ_{ik} - тензор напряжения.

Первые параметры формулы представляют собой напряжение, связанное с изменением температуры тела. При свободном тепловом расширении тела внутреннее напряжение будет отсутствовать, так как извне не будет влиять на процесс никакая сила. Тогда, приравнявая δ_{ik} к нулю, находим, что u_{ik} имеет вид **const** $\times \delta_{ik}$.

Будем полагать, что во внутреннем пространстве печи, в которой происходит процесс плавления с окружающей средой, теплообмен не происходит (рис.). Равномерное распределение волны теплового удара стенки печи не допустит осуществления подобного явления. Такие явления в науке получили название **адиабатический** процесс, а происходящая там деформация тела - **адиабатическими деформациями**.

Как известно, энтропия S остается при этом постоянной [1], учитывая, что энтропия равна производной $\frac{\partial F}{\partial T}$ от свободной энергии по температуре.

Дифференцируя выражение (1), находим:

$$S(T) = S_0(T) + K\alpha u_{\parallel}. \quad (3)$$

Приравнявая это выражение к постоянной, определим изменение температуры при деформации, которое оказывается пропорциональным $u_{\parallel}$:

$$\frac{C_p}{T_0} (T - T_0) = -K\alpha u_{\parallel}. \quad (4)$$

Подставив выражение (4) в формулу (2), получим для δ_{ik} следующее:

$$\sigma_{ik} = K_{ад} u_{\parallel}\delta_{ik} + 2\mu (u_{ik} - 1/3\delta_{ik}u_{\parallel}),$$

тогда с учетом теории термодинамики имеем:

$$\left(\frac{\partial V}{\partial p}\right)_s = \left(\frac{\partial V}{\partial p}\right)_T + \frac{T}{C_p} \left(\frac{\partial V}{\partial T}\right)_p, \quad (5)$$

где C_p - теплоёмкость при постоянном давлении, отнесенная к единице объема тела крошки базальта.

Если V примем за объем, занимаемый телом, находившийся до деформации в единице объема крошки, то производные $\frac{\partial V}{\partial T}$ и $\frac{\partial V}{\partial p}$ можно опреде-

лить из относительного изменения объема соответственно при нагревании и плавлении. Тогда:

$$\left(\frac{\partial V}{\partial T}\right)_p = a, \quad \left(\frac{\partial V}{\partial p}\right)_s = -\frac{1}{K_{Ad}}, \quad \left(\frac{\partial V}{\partial p}\right)_T = -\frac{1}{K}.$$

Таким образом, используя формулы термодинамики, $C_p - C_n = T\alpha^2 K$ и выражение (4), а также (5) получаем формулу, связывающую **адиабатический и изотермический** модули:

$$\frac{1}{K_{Ad}} = \frac{1}{K} - \frac{T\alpha^2}{C_p}, \quad \mu_{ad} = \mu. \quad (6)$$

Установлено, что базальтовая порода Кызылкума, в отличие от базальта других регионов мира, плавится и переходит в жидкое состояние при температуре от 1400°C до 1550°C [2].

В процессе плавления базальта (как твердого материала) происходит полное разрушение тела. При температуре от 700°C до 800°C базальтовая порода начинает размягчаться. Дальнейшее повышение температуры приводит к постепенному разрушению породы.

Таким образом, процесс носит необратимый характер, т.е. тело переходит из одного состояния в другое.

Стоит утвердить, что в процессе плавления базальта, полного его разрушения, напряженного и деформированного состояния тела достигнет своей критической точки, далее происходит кипение жидкой массы.

Учитывая сказанное и с учетом производных от свободной энергии и при постоянной энтропии S , можно написать деформацию и напряжение тела в следующем виде:

$$\sigma_{ik} = \left(\frac{\partial F}{\partial u_{ik}}\right)_T \text{ или } \sigma_{ik} = \left(\frac{\partial q}{\partial u_{ik}}\right)_S,$$

где θ - внутренняя энергия.

Используя формулы Л.Д. Ландау для адиабатических деформаций, получим выражение для нашего случая, определим внутреннюю энергию объема тела базальтовой крошки, которая подверглась плавке:

$$\theta = \frac{K_{Ad}}{2} u^2 + \mu (u_{ik} - 1/3 u_{ik} \sigma_{ik})^2. \quad (7)$$

Как было упомянуто выше, процесс плавления базальтовой породы является необратимым. Тогда можно утверждать, что с момента размягчения и начала плавления тела речь о пластической деформации теряет всякий смысл, так как тело породы начнет разрушаться. При определенной температуре твердая порода начнет плавиться, переходя в жидкое состояние.

Следует учесть, что с момента достижения максимальной температуры плавления начнется кипение жидкой массы породы, и параметр T становится неизменным. По крайней мере, так и поступают, чтобы поддерживать постоянную температуру.

Подобное осуществляется для обеспечения производительности труда и эффективного использования энергоресурсов. В таком случае, принимая параметры S , u_{ik} и T как независимые переменные и энтропию S постоянной, можно получить формулу для расчета производимой работы, которая связывала бы три параметра: температуру, деформацию и напряжение. Для этого вернемся в момент загрузки тела в печь.

Мы знаем, что в момент загрузки тела в печь под воздействием тепла возникает деформация тела.

Вектор деформации u_i изменяется на какую-то величину δu_i . Тогда силу $F_i = \frac{\partial s_{ih}}{\partial x_h}$ умножив на пе-

ремещение δu_i и интегрируя по всему объему тела, получим:

$$\int dR dV = \int \frac{\partial s_{ih}}{\partial x_h} d u_i dV. \quad (8)$$

В данном случае dR означает работу сил внутренних напряжений в единице объема тела. Интегрируя данную формулу по частям, имеем:

$$\int dR dV = \oint d u_i s_{ik} df_k - \int s_{ik} \frac{\partial d u_i}{\partial x_h} d u_i dV. \quad (9)$$

Учитывая неограниченную среду внутри печи, недеформированную на бесконечности тела, в каком бы состоянии оно не было, устремив поверхность интегрирования в первом интеграле к бесконечности, можем иметь стремление σ_{ik} равное нулю.

Тогда, воспользовавшись симметрией σ_{ik} , окончательно находим:

$$\delta R = -\sigma_{ik} \delta u_{ik}. \quad (10)$$

Последняя формула позволит определить любой из этих параметров при двух известных из них.

В таком случае, изложенные выводы позволят получить формулу, определяющую термодинамический потенциал деформируемых тел (в данном случае крошки базальта) Φ , которая имеет вид:

$$\Phi = \theta - TS - \sigma_{ik} u_{ik} = F - \sigma_{ik} u_{ik}. \quad (11)$$

С помощью формулы (11) можно анализировать деформированное состояние тела отдельно взятой крошки базальта или загружаемой в печь базальтовой породы, подвергаемой плавлению. Данная формула позволяет связывать не только температуру и деформацию тела, но и внутреннее напряжение объекта и его потенциал, подвергающийся переработке путем плавления.

Список литературы:

1. Ландау Л.Д. и Лифшиц Е.М.. Теория упругости. – Москва. Наука, 1987г. 246 с.
2. Курбанов А.А. Специфические особенности базальтов Кызылкума. – Тошкент. Изд. «Фан» АН Уз, 2009г. 160 с.

КАЧЕСТВО ВОДЫ

Узакбаев Т.Б., преподаватель Зарафшанского профессионального промышленного колледжа НГМК; **Тулегенова А.Т.**, учащаяся Зарафшанского профессионального промышленного колледжа НГМК

Что за вода течет из нашего крана? Какие вещества содержатся в ней? Насколько безопасно ее пить? В природе не существует воды, которая не содержала бы примесей. Даже атмосферные осадки содержат до 100 mg/l различных загрязнителей. По степени минерализации вода делится на маломинерализованную (до 200 mg/l солей), средниминерализованную (200-500 mg/l) и сильноминерализованную (до 1000 mg/l). Природные воды содержат также коллоидные, мелко-дисперсные газы: кислород, диоксид углерода (CO₂) и другие.

«Поверхностная» вода обычно сильнее подвержена загрязнению: в водоемы могут попадать стоки предприятий и ферм, выпадать кислотные дожди, в ней могут размножаться микроскопические водоросли или даже болезнетворные микроорганизмы. Поэтому такую воду и очищают более тщательно: на специальных станциях водоподготовки ее пропускают через фильтры, связывают загрязнители веществами-коагулянтами, а перед подачей в водопровод обеззараживают, убивая микроорганизмы.

Вода из артезианских подземных источников, как правило, более чистая: ведь загрязнителям с поверхности не так-то просто до нее добраться. Зато в ней обычно больше растворенных солей кальция и магния, т.е. она является более жесткой. И очищают ее, надеясь на природную чистоту, не всегда тщательно. А ведь иногда загрязняющие вещества по трещинам в породах проникают очень глубоко.

Перед подачей в водопровод качество воды контролируется - она должна соответствовать Государственному стандарту, в котором указаны предельно допустимые концентрации (ПДК) различных загрязняющих веществ.

Питьевая вода - это вода, в которой бактериологические, органолептические показатели и показатели токсичных химических веществ находятся в пределах норм питьевого водоснабжения.

Существуют основные показатели качества питьевой воды. Их условно можно разделить на группы: органолептические показатели (запах, привкус, цветность, мутность), токсикологические показатели (алюминий, свинец, мышьяк, фенолы, пестициды), показатели, влияющие на органолептические свойства воды (рН, жесткость общая, нефтепродукты, железо, марганец, нитраты, кальций, магний, окисляемость перманганатная, сульфиды), химические вещества, образующиеся при обработке воды (хлор остаточный свободный, хлороформ, серебро) и микробиологические показатели (термотолерантные колиформы или E.coli, ОМЧ).

Какие же отрицательные свойства могут придавать воде те или иные компоненты в случае их содержания выше нормативов?

Присутствие в воде железа не угрожает здоровью человека. Однако повышенное содержание железа в воде (более 0,3 mg/l) в виде гидрокарбонатов, сульфатов, хлоридов, органических комплексных соединений или в виде высокодисперсной взвеси придает воде неприятную красно-коричневую окраску, ухудшает её вкус, вызывает развитие железобактерий, отложение осадка в трубах и их засорение. Если в такой воде постирать белье, на нем останутся ржавые пятна. Подобные же пятна появляются на посуде, раковинах и ваннах. При употреблении для питья воды с содержанием железа выше норматива человек рискует приобрести различные заболевания печени, аллергические реакции, др.

Повышенное содержание марганца в воде оказывает мутагенное действие на человека. При уровнях в системе водоснабжения, превышающих 0,1 mg/l, марганец приводит к неприятному привкусу в воде, а также появлению пятен на сантехническом оборудовании и белье. Даже при концентрации 0,02 mg/l марганец часто образует пленку на трубах, которая отслаивается в виде черного осадка. Иногда в питьевой воде встречается много солей соляной и серной кислот (хлориды и сульфаты). Они придают воде соленый и горько-соленый привкус. Употребление такой воды приводит к нарушению деятельности желудочно-кишечного тракта. Вода, в 1 l которой содержится хлоридов больше 350 mg, а сульфатов больше 500 mg считается неблагоприятной для здоровья.

Содержание катионов кальция и магния сообщает воде так называемую жесткость. Оптимальный физиологический уровень жесткости составляет 3,0-3,5 mg-экв/l.

Сильно насыщенная солями вода причиняет массу неудобств: в ней дольше варятся овощи и мясо, при стирке увеличивается расход мыла, накипь портит чайники и котлы. Жесткость выше 4,5 mg-экв/l приводит к интенсивному накоплению осадка в системе водоснабжения и на сантехнике, мешает работе бытовых приборов. Согласно инструкции по эксплуатации бытовой техники жесткость воды не должна превышать 1,5-2,0 mg-экв/l. Постоянное употребление внутрь воды с повышенной жесткостью приводит к накоплению солей в организме и, в конечном итоге, к заболеваниям суставов (артриты, полиартриты), к образованию камней в почках, желчном и мочевом пузырях.

Вода также влияет на зубы человека. От того, сколько фтора содержится в воде, зависит частота заболеваемости кариесом. Считается, что фторирование воды эффективно для профилактики кариеса, особенно у детей. Содержание фторидов в питьевой воде выше санитарных норм (не более 1,5 mg/l) оказывает вредное воздействие на здоровье человека. Фтор явля-

Таблица

Сравнительный анализ воды

Наименование компонентов	Размерность	ПДК	Водопроводная вода г. Ташкент	Водопроводная вода г. Зарафшан	Родниковая вода г. Нурота	Вода из арыка пос. Канмех
Жесткость	mol/l/m ³	10	2,6	7,3	3,6	16,1
Аммиак	mg/l	-	н/об	н/об	н/об	0,07
Нитриты	mg/l	3,0	н/об	н/об	0,003	0,18
Хлориды	mg/l	350	4,23	148,1	10,34	112,8
Мутность	mg/l	1,5	0,9	0,9	0,1	7,3
Фтор	mg/l	0,7	0,3	0,2	0,4	0,6
Железо	mg/l	1,0	0,2	н/об	н/об	0,42
Щелочность	mg/l	-	2,3	2,1	1,7	4,3

ется активным в биологическом отношении микроэлементом, содержание которого в питьевой воде во избежание кариеса или флюороза зубов должно быть в пределах 0,7-1,5 mg/l.

Наличие в воде сульфидов (сероводорода) придает воде неприятный запах, интенсифицирует процесс коррозии трубопроводов и вызывает их зарастание вследствие развития серобактерий. Сульфиды оказывают на человека токсическое действие и вызывают раздражение кожи. Сероводород ядовит для живых организмов. По данным отечественных исследователей, употребление шахтной воды, содержащей 0,2-1 mg/l мышьяка, вызывает расстройство центральной и особенно периферической, нервной системы с последующим развитием полиневритов. Безвредной признана концентрация мышьяка 0,05 mg/l.

Об опасности для здоровья содержания в воде свинца гигиенисты впервые заговорили в связи с массовыми интоксикациями, которые возникли при использовании свинцовых водопроводных труб. Однако повышенные концентрации свинца могут встречаться и в подземных водах. Вода считается безвредной в том случае, если содержание в ней свинца не более 0,03 mg/l.

Стронций широко распространен в природных водах, при этом его концентрация колеблется в широких пределах (от 0,1 до 45 mg/l). Длительное его поступление в больших количествах в организм приводит к функциональным изменениям печени. Вместе с тем продолжительное употребление питьевой воды, содержащей стронций на уровне 7 mg/l, не вызывает функциональных и морфологических изменений в тканях, органах и в целом в организме человека. Эта величина принята в качестве норматива содержания стронция для питьевой воды.

Согласно современным научным данным нитраты в кишечнике человека под влиянием обитающих там бактерий восстанавливаются в нитриты. Всасывание нитратов ведет к образованию метгемоглобина и к частичной потере активности гемоглобина в переносе кислорода. Содержание нитратов в питьевой воде на уровне 10 mg/l является безвредным.

Уран – широко распространенный в природных водах радиоактивный элемент. Особенно большие его концентрации могут встречаться в подземных водах. В основу нормирования урана положены не его радиоактивные свойства, а токсическое влияние как химического элемента. Допустимое содержание урана в питьевой воде равно 1,7 mg/l.

Кадмий, накапливаясь в почках, вызывает гипертонию, ослабляет иммунитет организма, оказывает негативное воздействие на умственные способности человека, т.к. вытесняет необходимый для нормальной работы мозга цинк.

Алюминий, накапливаясь в организме, может стать причиной старческого слабоумия, повышенной возбудимости, вызвать нарушения моторных реакций у детей, анемию, головные боли, заболевание почек и печени, колиты, неврологические изменения, связанные с болезнью Паркинсона.

Строго регламентируется и предельно допустимая концентрация в воде некоторых добавок, применяемых для осветления воды (например, полиакриламида, сернокислого алюминия). Токсичность этих компонентов не настолько велика, чтобы вызвать острое отравление, но при длительном употреблении воды, содержащей упомянутые вещества в концентрациях выше нормативных, может развиваться хроническая интоксикация, приводящая в итоге к той или иной патологии. Следует учитывать также, что токсическое воздействие веществ может проявляться не только при оральном (через рот) поступлении их с водой, но и при всасывании через кожу в процессе гигиенических (душ, ванна) или оздоровительных (плавательные бассейны) процедур.

Пригодность воды для питья можно оценить как минимум по вышеуказанным параметрам. Лабораторией ОЭСВВС Центрального рудоуправления НГМК в апреле 2010 г. проведены испытания воды из 4-х источников (таб.). Из табл. видно, что водопроводная вода г. Ташкента, г. Зарафшана и родниковая вода г. Нураты по ПДК из 10-ти компонентов не соответствует по щелочности, при этом она у родниковой воды ниже.

Вода из арыка пос. Канмех - из 10-ти компонентов не соответствует по 4 - жесткость, аммиак, мутность, щелочность.

Таким образом, наиболее полезна для организма натуральная подземная вода, которая добывается из источника и разливается непосредственно в месте добычи с применением современных технологий, исключающих влияние наружной среды и контакт с человеком.

ИОННЫЙ СТОК РЕК ЮЖНОГО КЫРГЫЗСТАНА

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтепромысловая геология, горное и нефтегазовое дело» Российского университета дружбы народов, докт. техн. наук, профессор; **Тиленова Д.К.**, заведующая отделом «Мониторинга качества образовательных программ» Кыргызского государственного университета

Горные районы в отличие от равнинных характеризуются пестротой геолого-гидрологических, почвенных, гидрологических и климатических условий. Высокая степень расчлененности рельефа, большой диапазон высот и наличие ледников в высокогорной зоне способствуют формированию на территории Южного Кыргызстана различных как по химическому составу, так и по минерализации поверхностных вод. В горных регионах зональность выражена по вертикали, вертикальная зональность на рассматриваемой нами территории Южного Кыргызстана выявляется практически для всех климатических и основных гидрологических характеристик. Климатическая зональность является прямым фактором формирования вертикальной зональности почвенного и растительного покрова в горных районах. Ионный сток как произведение минерализации и водного стока (с резко выраженной зональностью) также должен подчиняться закону вертикальной зональности. В самых общих чертах можно определить, что с возрастанием высоты местности (в связи с увеличением увлажненности территории в общем водном стоке) возрастает доля слабоминерализованных поверхностных вод, уменьшается мощность и распространенность почвенного покрова и в его толще количество легкорастворимых минеральных солей. При этом должна уменьшаться и средняя газовая минерализация речных вод. Изменение по высоте общего климатического фона должно способствовать уменьшению минерализации. На роль климата в формировании минерализации и химического состава вод также обращает внимание О.А. Алекин (1970) [1-3]. В результате всестороннего анализа он приходит к выводу, что «... климат, определяющий в общих чертах зональность и распределение минерализации воды рек, создает как бы общий фон, на котором развивается действие других факторов формирования химического состава воды».

Представим общий средний годовой ионный сток, как сумму двух составляющих:

- поверхностно-почвенного стока (формирующегося во время стекания атмосферных вод на поверхности и внутри переувлажненного слоя почвы);
- подземного стока (формирующегося при стекании инфильтрационных вод через водоносные слои грунтовой толщи водосборов).

Используем уравнение смещения:

$$C_0 Q_0 = C_{\text{под}} Q_{\text{под}} + C_{\text{пов}} Q_{\text{пов}}$$

Откуда:

$$C_0 = C_{\text{под}} Q_{\text{под}} / Q_0 + C_{\text{пов}} Q_{\text{пов}} / Q_0$$

где C_0 , Q_0 – соответственно средняя многолетняя годовая минерализация речной воды и средний многолетний годовой водный сток;

$C_{\text{под}}$ и $C_{\text{пов}}$ – соответственно средняя многолетняя годовая минерализация подземных и поверхностных почвенных вод;

$Q_{\text{под}}$ и $Q_{\text{пов}}$ – соответственно, средний многолетний годовой подземный и поверхностный водный сток.

Есть возможность выделить те основные компоненты, от которых зависит средняя годовая минерализация речных вод. Именно характером изменения этих компонентов по высоте местности и обуславливается зональность минерализации.

Источником солей для поверхностно-почвенных вод является почвенный покров, в котором они накапливаются вследствие жизнедеятельности и распада живых организмов, растений, а также разрушения материнской породы, на которой развился почвенный покров. В засушливых областях источником солей также могут быть испарившиеся жидкие осадки и подземные воды, поднимающиеся на поверхность капиллярным путем и засоляющие почву. Поверхностно-почвенные воды, стекая по склонам водосборов из толщи почвенного покрова, размывают легкорастворимые соли. Очевидно, что чем выше увлажненность территории, тем выше степень промытости почвенного покрова и тем меньше должна быть степень минерализации поверхностно-почвенных вод. Такая тесная связь между увлажненностью и минерализацией определяет зональность последней, кроме этого, немаловажную роль играют температура воздуха и почвы, которые с возрастанием высоты уменьшаются и приводят к уменьшению продуктивности микроорганизмов и растений. Распространенность и мощность почвенного покрова, которые также уменьшаются по высоте, способствуют уменьшению солевой базы высотной зоны. Как видим, изменения по высоте общего климатического и гидрологического фона способствуют уменьшению минерализации поверхностно-почвенных вод и определяют ее вертикальную зональность. Общая тенденция будет такова – минерализация воды уменьшается с высотой.

Минерализация подземных вод в горных районах пестрота физико-географических и геолого-гидрологических условий создают сложную картину пространственного распределения химического состава и минерализации подземных вод, основную массу которых составляют воды верхнего водоносного горизонта (т.е. грунтовые воды). Формирование этих вод происходит за счет инфиль-

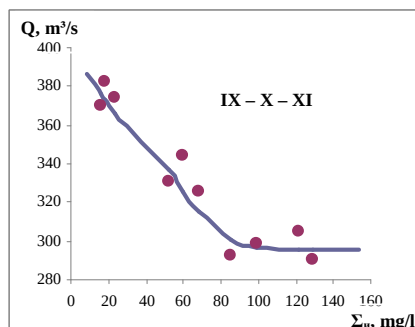
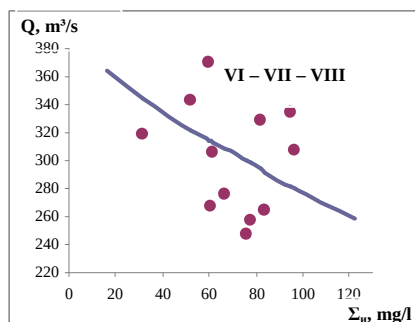
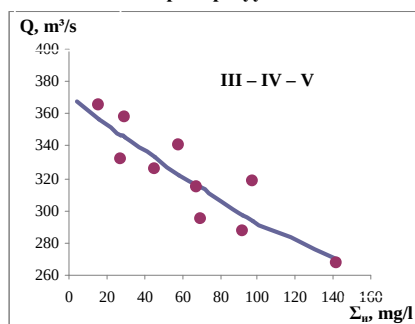
трации атмосферных осадков и поверхностного стока, а также вследствие конденсации. Поэтому минерализация и химический состав грунтовых вод и закономерности их вертикального распределения в основном зависят от климатических условий (факторов зональных) и гидродинамических свойств химического состава пород дренирующих эти воды (факторов азональных). Чтобы близко подойти к этому вопросу, рассмотрим закономерности формирования грунтовых вод в горных регионах на территории Южного Кыргызстана (табл. 1-3, рис. 1-2). В горах, как это уже

Таблица 1

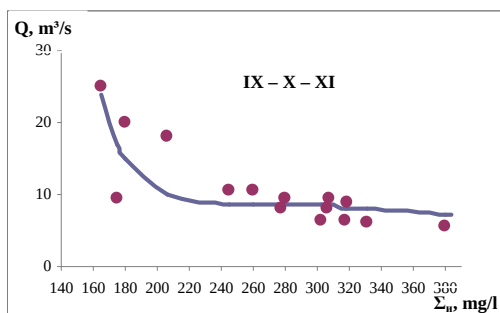
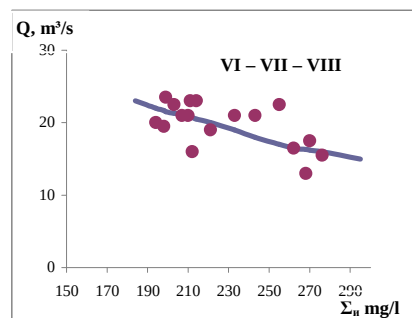
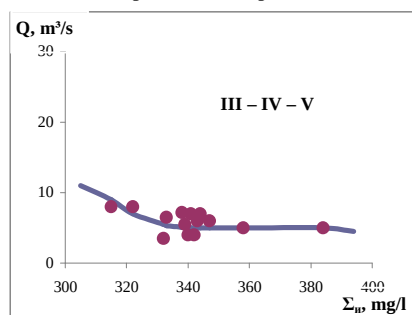
Средняя интенсивность формирования минерализации воды в зависимости от времени взаимодействия с ней некоторых распространенных пород и минералов (в mg/l min)

№	Время взаимодействия	Гранит	Базальт	Андезит	Диабаз	Роговая обманка
1	5 min	2000	2700	-	-	8000
2	1 h	29,1	43,6	258,0	202,0	65,5
3	1 сут	0,83	3,26	4,78	1,96	6,45
4	2 сут	2,01	2,22	2,64	1,60	5,83
5	3 сут	2,29	2,36	2,50	3,12	5,35
6	1 мес	0,18	0,14	0,24	0,21	0,71
7	3 мес	0,12	0,07	0,11	0,04	0,16
8	2 года	0,04	0,02	-	0,01	0,06

р. Карасуу



р. Ходжабакирган



р. Гавасай

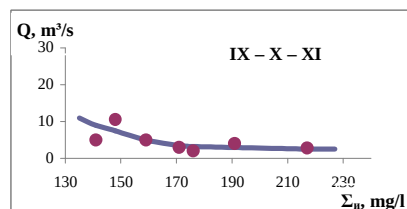
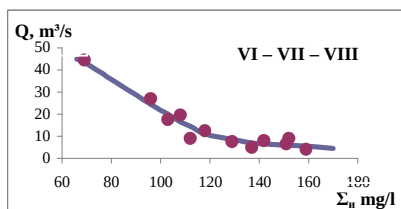
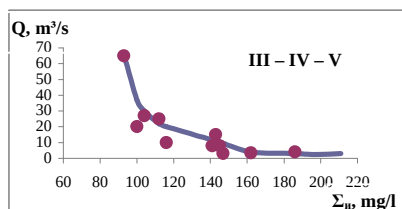


Рис. 1. Сезонное распределение ионного стока рек Карасуу, Ходжабакирган, Гавасай

неднократно отмечалось, с высотой постепенно увеличивается количество атмосферных осадков и слой поверхностного стока, что при отсутствии больших различий в инфильтрационных свойствах в разных частях территории должно способствовать увеличению водообильности пород. Так как в естественных условиях инфильтрационная способность почв и пород в отдельных районах резко различается, то кроме климатических факторов в формировании вертикальной зональности грунтового стока, важную роль играет и распределение этой способности по высоте. Вследствие все более слабого развития почвенного покрова и растительности инфильтрационные свойства с высотой ухудшаются, что приводит к уменьшению горизонта возрастания слоя грунтового стока. В Южном Кыргызстане, как это показано в работе «Ресурсы поверхностных вод СССР» т.14 от 1971 г. относительный подземный сток (в долях общего стока) уменьшается, начиная с высоты 1500-1900 м, а абсолютный сток с высоты 2000-2500 м, в областях, сложенных трещиноватыми породами, подземный сток увеличивается до истоков реки. Как было сказано выше, основным источником грунтовых вод являются поверхностные воды, просочившись через почву, эти воды продолжают свой путь в водопроницаемых породах постепенно растворяя и

выщелачивая их. Таким образом, основным источником ионов в грунтовых водах являются почва и породы (минерализация атмосферных осадков из-за незначительности не учитывается). Основными факторами, определяющими минерализацию, являются: минералогический состав пород, продолжительность, условия контакта воды с породой и агрессивность грунтовых вод. Минералогический состав пород является азональным фактором, но впоследствии многовекового вымывания количество легкорастворимых минералов и солей в них доведено до минимума, поэтому формирование минерализации в основном происходит на базе труднорастворимых карбонатных соединений. Это хорошо видно из табл. 1 (данные Г.Н. Давыдовой в монографии О.А. Алекина (1970 г.)), в которой приводятся результаты экспериментальных наблюдений за формированием минерализации воды в зависимости от времени взаимодействия с ней некоторых пород и минералов. По данным таблицы, скорость возрастания минерализации во времени быстро уменьшается, что указывает на уменьшение поступления растворенных веществ из породы в воду. Из этого следует, что чем выше их проницаемость, тем меньше роль их минералогического состава в общем процессе формирования минерализации. В таких условиях

решающее значение приобретает выщелачивающая способность грунтовых вод по отношению к карбонатам (агрессивность вод), продолжительность взаимодействия и физические свойства.

Агрессивность воды зависит от количества растворенной в ней двуокиси углерода (CO_2), выделяющейся при дыхании живых организмов и корневой системы растений, при биохимическом распаде организмов в почве и от количества органических кислот, образующихся в почвах при трансформации растительных остатков (О.А. Алекин, 1970 г.). Очевидно, что чем меньше степень развития и распространенности почвенного покрова и растительности, тем больше этих соединений будет содержаться в инфильтрационных водах. Отсюда следует, что с увеличением высоты (с биохимической точки зрения) более вероятным является уменьшение минерализации грунтовых вод. Из этого следует, что наиболее благоприятная ситуация для формирования максимальной минерализации создается при совпадении слабодренированной области с областью скудного питания, а для формирования минимальной минерализации – сильнодренированной области с областью обильного питания. Таким образом, проведенный анализ физико-географических условий территории и гидродинамических свойств верхних горизонтов на территории Южного Кыргызстана в общих чертах способствует уменьшению минерализации грунтовых вод с увеличением слоя подземного стока и с повышением высоты местности (в

Таблица 2

Сезонное распределение ионного стока и воды (в % от годового)

№	Река (пункт)	Элемент	Весна (IV-VI)	Лето (VII-IX)	Осень- Зима (X-III)
1	Нарын – (г. Ташкумыр)	Q	36,68	41,64	21,49
		$\Sigma_{\text{и}}$	8,8	9,19	82,32
2	Карасу- устье	Q	17,6	30,25	53,35
		$\Sigma_{\text{и}}$	16,23	23,85	54,31
3	Майлису- (г. Майлисай)	Q	58,6	18,96	22,29
		$\Sigma_{\text{и}}$	8,03	11,62	49,95
4	Тентяксай – (с. Чарвак)	Q	59,4	19,73	20,87
		$\Sigma_{\text{и}}$	16,4	14,9	59,0
5	Кугарт – (с. Михайловское)	Q	63,5	16,75	18,5
		$\Sigma_{\text{и}}$	10,5	10,8	75,7
6	Яссы – (с. Мырзаки)	Q	80,0	8,37	11,78
		$\Sigma_{\text{и}}$	13,35	8,41	77,84
7	Зергер – с. Тассай	Q	65,4	13,16	24,06
		$\Sigma_{\text{и}}$	13,77	12,13	74,00
8	Карадарья – (г. Узген)	Q	47,1	34,09	18,57
		$\Sigma_{\text{и}}$	14,87	12,1	72,83
9	Тар – (с. Чолма)	Q	46,06	36,69	17,06
		$\Sigma_{\text{и}}$	14,11	15,14	70,75
10	Куршаб-(с. Гульча)	Q	39,01	34,34	26,65
		$\Sigma_{\text{и}}$	24,3	18,6	57,1
11	Акбура – (г. Ош)	Q	32,26	42,6	24,99
		$\Sigma_{\text{и}}$	18,28	21,2	61,00
12	Исфайрамсай- (п. Учкоргон)	Q	39,82	38,68	31,03
		$\Sigma_{\text{и}}$	21,52	18,0	60,48
13	Шахимардан- (п. Кадамжай)	Q	24,38	41,14	35,02
		$\Sigma_{\text{и}}$	30,87	22,58	47,36
14	Ходжабакирган- (с. Андархан)	Q	26,36	35,12	38,44
		$\Sigma_{\text{и}}$	18,76	20,33	61,28
15	Аксу-(уц.Дазгон)	Q	22,67	46,0	31,21
		$\Sigma_{\text{и}}$	33,0	10,9	56,14
16	Кассансай- (с. Кызылтокой)	Q	36,97	56,19	6,56
		$\Sigma_{\text{и}}$	29,04	26,34	71,58
17	Гавасай – (с. Гава)	Q	69,7	17,85	12,45
		$\Sigma_{\text{и}}$	12,96	14,5	73,54

чем и выражается ее вертикальная зональность). Суммируя результаты проведенного анализа изменения факторов, определяющих среднюю многолетнюю, среднюю годовую минерализацию, можно заключить, что основные из них это: минерализация поверхностно-почвенных и грунтовых вод, слой общего подземного и поверхностного стока подчиняются закону вертикальной зональности в региональном масштабе и что наиболее значимыми факторами, определяющими зональность, являются климатическая зональность и общие гидрогеологические условия территории.

При анализе закономерностей формирования ионного стока на практике чаще всего используется его относительная величина – показатель ионного стока, характеризующий генетическую сторону данного процесса. Поэтому будем пользоваться только относительными величинами.

Пространственно-временные изменения показателя ионного стока определяются вышерассмотренными закономерностями формирования минерализации и модуля водного стока. Поэтому кривая вертикального распределения ионного стока в зависимости от сочетания характеров высотного изменения этих составляющих в разных районах будет иметь разную форму (рис. 1).

Средние месячные и средние сезонные значения ионного стока тесно связаны с водным стоком, особенно в относительном виде (в % от годового). Для средних сезонных значений эта связь более тесная, чем для средних месячных (для средних сезонных значений основные статистические характеристики приведены в табл. 2). Наличие такой тесной связи между средними месячными значениями водного ионного стока определяет вертикальную зональность. Таким образом, приведенный анализ позволяет утверждать, что все исследуемые характеристики (средняя многолетняя, средняя годовая минерализация и показатель ионного стока, абсолютная и относительная средняя многолетняя, средняя месячная, средняя сезонная минерализация и показатель ионного стока) подчиняются закону вертикальной зональности, что позволяет считать применение (при их территориальном обобщении) метода привязки обобщаемой величины к средней высоте водосбора научно обоснованным.

Для определения суммарного годового выноса растворенных веществ с территории Южного Кыргызстана (бассейн р. Сырдарья) были осреднены средние многолетние значения его модулей (t/km^2) по отдельным речным бассейнам. Умножением их на соответствующие площади, а затем суммированием полученных результатов определен искомый годовой вынос (тыс. т).

Таблица 3

Сток химически растворенных веществ рек Южного Кыргызстана (бассейн р.Сырдарьи)

№	Река (пункт)	Площадь бассейна (km^2)	Ср. взвеш. высота (м)	Ионный сток	
				t/km^2	тыс. т
1	Нарын – (г.Ташкумыр)	57700	2840	0,10	0,30
2	Карасу- устье	2740	1930	3,90	0,66
3	Майлису- (г. Майлисай)	530	2400	10,16	1,02
4	Тентяксай – (с.Чарвак)	1300	2190	4,60	13,04
5	Кугарт – (с. Михайловское)	1010	2110	7,17	12,92
6	Яссы – (с.Мырзаки)	1180	2590	6,24	12,45
7	Зергер – с.Тассай	216	2020	36,5	10,95
8	Карадарья – (г.Узген)	2880	2300	13,8	18,3
9	Тар – (с. Чолма)	3840	2810	2,75	9,49
10	Куршаб-(с.Гульча)	2010	3010	4,15	6,65
11	Акбура – (г.Ош)	2260	3130	2,40	7,73
12	Исфайрамсай- (п.Учкоргон)	2220	3240	3,06	6,56
13	Шакимардан- (п.Кадамжай)	1300	2620	5,80	5,26
14	Ходжабакирган- (с.Андархан)	1740	2420	4,55	4,55
15	Аксу-(уц.Дазгон)	712	2800	10,42	4,16
16	Кассансай- (с.Кызылтокой)	1240	2560	6,18	4,88
17	Гавасай – (с.Гава)	344	2840	16,8	8,7
				8,15	198,7

менее 5 t/km^2
6 – 10 t/km^2
11 – 20 t/km^2
более 20 t/km^2

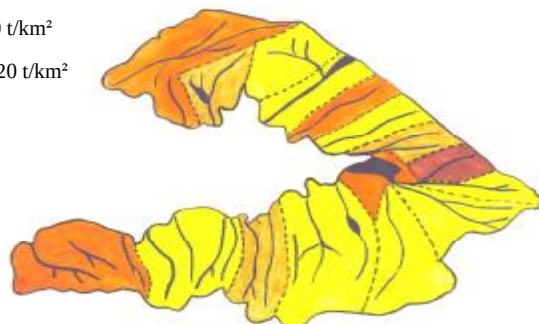


Рис. 2. Карта химической денудации рек южного Кыргызстана

Сток растворенных веществ является суммой ионного стока органических, биогенных веществ, микроэлементов и минеральных коллоидов. Основную его часть составляет ионный сток (около 90%), остальные составляющие играют незначительную роль. Например: по расчетам В. Кадырова, средний сток биогенных веществ исследуемой территории составляет 7% химических веществ. Как видно из табл. 3, ориентировочно сток химически растворенных веществ, сформировавшийся на исследуемой территории, равняется 198,7 тыс. т при среднем модуле $8,15 t/km^2$.

По данным этой таблицы составлена карта химической денудации рек Южного Кыргызстана (рис. 2).

Список литературы:

1. О.А. Алекин Основы гидрохимии. Л. Гидрометеиздат., 1970.
2. И.Ф. Горошков Гидрологические расчеты. Л. Гидрометеиздат., 1979.
3. Гидрологический ежегодник 1969-1980 г.г. выпуска.

РАСЦЕНКИ НА РАЗМЕЩЕНИЕ РЕКЛАМЫ в научно-техническом и производственном журнале «Горный вестник Узбекистана» - «O'zbekiston konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali

1. Стоимость размещения рекламы в цвете для нерезидентов Республики Узбекистан в научно-техническом и производственном журнале «Горный вестник Узбекистана» - «O'zbekiston konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali на:

- обложке и вкладке форматом A4 - 650 тыс. сум, форматом A5 - 320 тыс. сум, форматом A6 - 160 тыс. сум;

- внутренней странице форматом A4 - 250 тыс. сум, форматом A5 - 120 тыс. сум, форматом A6 - 60 тыс. сум.

2. Стоимость размещения рекламы для резидентов Республики Узбекистан в научно-техническом и производственном журнале «Горный вестник Узбекистана» - «O'zbekiston konchilik xabarnomasi» ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali в цвете на:

- обложке и вкладке форматом A4 - 400 тыс. сум, форматом A5 - 200 тыс. сум, форматом A6 - 100 тыс. сум;

- внутренней странице форматом A4 - 150 тыс. сум, форматом A5 - 80 тыс. сум, форматом A6 - 40

тыс. сум.

3. Допускается снижение установленных расценок до 50% для резидентов и нерезидентов Республики Узбекистан на размещение рекламы, если в готовящемся к выпуску очередном номере журнала имеются невостребованные рекламные места на обложке.

4. При размещении рекламы рекламодателю предоставляется право бесплатной публикации статьи объемом до 3-х журнальных страниц.

5. Стоимость размещения статьи рекламного содержания отдельно без рекламы на обложке для нерезидентов Республики Узбекистан 40 тыс. сум за журнальную страницу, для резидентов Республики Узбекистан 20 тыс. сум за журнальную страницу.

6. Оплата за размещение рекламы или статьи может производиться в иностранной валюте по курсу Центрального Банка Республики Узбекистан на день оплаты, по договору между заказчиком и НГМК.

Настоящие расценки введены с 01.07.2010 г.

ОСНОВНОЙ ПОРЯДОК ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ ПРИ ПУБЛИКАЦИИ ИХ В ЖУРНАЛЕ «ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА»

1. Перед заглавием статьи необходимо указать шифр согласно Универсальной десятичной классификации литературы (УДК), его можно узнать из каталогов в бюро технической информации или библиотеке.

2. Статья должна включать заголовок, анкетные данные авторов (фамилию, имя, отчество, ученую степень и звание, занимаемую должность и место работы).

3. К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования статьи и дискету с электронной версией статьи, выполненной в формате текстового редактора Word для Windows.

4. Статью и экспертное заключение (сканированный вариант) можно передать по e-mail: Bibik_GVU@rambler.ru или gornvest@rambler.ru

5. Единицы измерения в статье должны выражаться в единицах SI в соответствии с государственным стандартом Узбекистана O'zDSt 8.012:2005 «Го-

Таблица

Основные единицы SI

Величина	Наименование	Обозначение
Длина	метр, мм	m, mm
Площадь	гектар	ha
Масса	тонна, килограмм	T, kg
Объем, вместимость	литр	l
Время	сутки, час, мин., секунда	D, h, min, s
Температура	по Кельвину, по Цельсию	K, °C
Электрические величины	ампер, вольт, ватт, ом	A, V, W, Ω

сударственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин». Основные единицы SI указаны в табл. (подробно в журнале «Горный вестник Узбекистана № 2, 2009 г.).

Состав
редакционного совета научно-технического и производственного журнала
«Горный вестник Узбекистана» - «O'zbekiston konchilik xabarnomasi»
ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali

Насиров У.Ф. – главный редактор - ректор НГГИ, канд. техн. наук

Шеметов П.А. – зам. главного редактора - главный инженер ГП «Навоийский ГМК», докт. техн. наук

Члены редакционного совета:

Абдурахманов С.А. – зав. кафедрой АГМФ НГГИ, докт. техн. наук, профессор

Бекмурзаев Б.Б. – директор «O'zGEORANGMETLITI», канд. экон. наук

Бибиб И.П. – зам. главного инженера Центрального рудоуправления ГП «Навоийский ГМК» по ИТ, канд. техн. наук

Мухиддинов Б.Ф. – проректор по науке НГГИ, докт. хим. наук, профессор

Норов Ю.Д. – зам. начальника ЦНИЛ ГП «Навоийский ГМК» по горным работам, докт. техн. наук, профессор

Раимжанов Б.Р. – зам. директора «O'zGEORANGMETLITI» по науке, докт. техн. наук, профессор

Рахимов В.Р. – академик ТашГТУ, докт. техн. наук, профессор

Санакулов К.С. – генеральный директор ГП «Навоийский ГМК», докт. техн. наук

Сытенков В.Н. – академик Академии горных наук РФ, докт. техн. наук, профессор

Фарманов А.К. – председатель правления - генеральный директор ОАО «Алмалыкский ГМК», канд. техн. наук.

– начальник Государственной инспекции «Саноатгеоконтехназорат»

Хурсанов Х.П. – первый зам. председателя ГАК «Ўзбекэнерго», генеральный директор ОАО «Узбекуголь»

Компьютерная верстка:

Наумова О.А.

Аналитическая группа:

Голищенко Г.Н., Накарякова О.А.

Дизайн:

Баннов А.Н.