

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'sischilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Nasirov U.F.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Shemetov P.A.

Tahririyat kengashi:

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

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

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr № 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

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

E-mail: I.Bibik@cru.ngmk.uz

E.Romanova@cru.ngmk.uz

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

Kompyuter sahifasi:

Romanova E.Yu.

Tahliliy guruh:

Nakaryakova O.A., Fedyanin A.S.

Dizayn:

Bannov A.N.

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

Davlatov B.R.

Nashr qilindi:

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

Nashr etishga 29.06.2011 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

GEOTEXNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

Санакулов К.С. Инновационный прорыв Навоийского горно-металлургического комбината за двадцатилетие независимости Узбекистана	3
Фарманов А.К. Алмалыкский ГМК - за годы независимости Республики Узбекистан	8
Санакулов К.С., Шеметов П.А. Развитие циклично-поточной технологии в транспортной системе глубоких карьеров с применением крутонаклонных конвейеров	14
Санакулов К.С., Шеметов П.А., Киченко В.И. Особенности технологии монтажа крутонаклонного конвейера	18
Рузиев Т.А. Мустақиллик йилларида 5-Кон бошқармасининг ривожланиши	26
Бобокулов Т.Б., Муртазаев Ж.Р., Иногамов Р.Х. ЮРУ в годы независимости	29
Шеметов П.А., Снитка Н.П. Разработка методов и средств формирования рудного потока на месторождениях с условными границами рудных тел	32
Махмудов О.С., Кадыров А.А., Кадыров Н.А., Шералиева О.А. Бурение в зонах неустойчивости Восточно-Кураминского золоторудного поля растворами ПАВ	38
Насиров У.Ф. Повышение устойчивости профильного сечения выемок взрывами траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах	40
Норов Ю.Д., Бибики И.П., Уринов Ш.Р., Ивановский Д.С. Методика определения основных параметров развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов взрывчатых веществ в промышленных условиях	44
Маркелов С.В., Аликулов Ш.Ш., Тахиров У.Т. Области применения технологии подземного выщелачивания глинистых урановых руд	48
Глотов Г.Н. Факторы, определяющие выбор технологических схем подземного выщелачивания урана	51
Хамидова Х.М., Бахтиярова М.С., Бекмухамедова Н.К., Мухамедшина Н.М., Мирсагатов А.А. Аккумуляция урана биомассой микроорганизмов	55
Юнусова Ф.И. Анализ опыта применения технологии кучного выщелачивания золота	59
Норов Д.Ш., Мирзаева Ф.Ж., Арапбаев Н.Е. Определение параметров контурного взрывания из условия развития трещин в межскважинном целике	62
Арапбаев Н.Е., Мирзаева Ф.Ж., Норов Д.Ш. Теоретические исследования коэффициента защитной способности экранирующей щели	64

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Акбаров Х.А., Турапов М.К., Махамаджанов И.А., Валишин Р.Т. Вклад профессора Бабаева К.П. в геологическую науку и горнорудное производство Узбекистана	66
Турапов М.К., Акбаров Х.А., Маринова С.Т., Дулабова Н.Ю., Василевский Б.Б., Эшмуродов М.С. К проблеме прогноза и поисков новых объектов в Тамдытауском рудном районе	71
Исаматов Ю.П., Тураев А.С., Горнов В.А. О трещиноватости массивов горных пород и ее значении при инженерно-геологической оценке месторождения Кальмакыр	74
Колоскова С.М., Туробов И.Ш., Пирназаров М.М. Моделирование структурных условий локализации рудных тел на основе оценочных параметров золотого оруденения (на примере месторождения Гужумсай Зармитанской золоторудной зоны)	76
Юсупов Р.Г., Игамбердиев Э.Э., Мусоева М.М. Минералогия металлов платиновой группы некоторых рудных месторождений срединного и южного Тянь-Шаня	83

Научно-технический и
производственный журнал
основан в 1997 году

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Насиров У.Ф.

Зам. главного редактора:

Шеметов П.А.

Редакционный совет:

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

Журнал зарегистрирован в Узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

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

E-mail: I.Bibik@cru.ngmk.uz

E.Romanova@cru.ngmk.uz

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

Компьютерная верстка:

Романова Е.Ю.

Аналитическая группа:

Накарякова О.А., Федянин А.С.

Дизайн:

Баннов А.Н.

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

Давлатов Б.Р.

Оттирировано:

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

Подписано в печать 29.06.2011 г.

Тираж 600 экз.

GEOMEXANIKA / ГЕОМЕХАНИКА

Хамраева Х.Ф. Расчет устойчивости откосов с использованием эле-
ментов теории вероятности и надежности 88

GEOTEXNIKA / ГЕОТЕХНИКА

Каландаров П.И., Икрамов Г.И., Искандаров Б.П. Технологические
аспекты проектирования модернизации сталеплавильного произ-
водства АПО «Узметкомбинат» 90
Акбаров Т.Г., Хонов К.Л., Нормуратов Ш.З. О механизации очист-
ных работ на Шаргунском каменноугольном месторождении 94
Эгамбердиев И.П. Рекомендации по организации технического
обслуживания и ремонта горного оборудования, исходя из их техни-
ческого состояния 97

**METALLURGIYA VA BOYITISH /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

**Санакулов К.С., Мустакимов О.М., Петухов О.Ф., Ахатов
Н.А., Эргашев У.А.** Изучение некоторых параметров, опреде-
ляющих эффективность биоокисления сульфидных мышьяко-
держащих флотоконцентратов 100
Ахмедов Х., Ахатов Н.А., Хасанов А.С. Краткий обзор по пере-
работке золотосодержащих сульфидно-мышьяковых руд и кон-
центратов 103
Мусаев А.М., Мирзаев А.У., Гончаров С.И., Мусеев Р.А. К про-
блеме привлечения титаномагнетитовых руд Тебинбулакского
месторождения для производства черных металлов 108
Тошев О.Э., Мирзаева Ф.Ж., Каюмова О.А. Физико-химическое
воздействие растворов поверхностно-активных веществ на мас-
сив горных пород для ослабления их прочности 113
Шералиева О.А., Кадыров А.А., Махмудов О.С. Получение и
изучение коллоидно-химических свойств ПАВ на основе масло-
жировых отходов для интенсификации размола горных пород 116
**Попов Е.Л., Ахмедов Х., Хабибуллаева Г.Р., Соатов С.А.,
Нурмухамедов И.С., Хушбоков Э.М.** Полупромышленные испы-
тания руды месторождения Биран 119
**Дехканов З.К., Ибрагимов Г.И., Намазов Ш.С., Садыков Б.Б.,
Реймов А.М., Сейтназаров А.Р.** Химическое обогащение высо-
кокарбонатсодержащих фосфоритов Кызылкумского месторож-
дения 121
Якубов С.И., Криворотов В.Ф., Таджиев К.Т. Первичные као-
лины Ангренского месторождения 125

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

Тошев Б.Р., Кушимов Ф., Эшбоева З.Н. Интенсификация про-
цесса перемешивания жидкой среды 129
**Колесников И.К., Кривошипин В.А., Кадыров О.Х., Яронова
Н.В.** Теоретические основы обеззараживания, обессоливания и
очистки воды единым пространственным полем 131
Якубов С.И., Мавлянов Э.Н., Баиров А.Ж. Использование
угольных органо-минеральных удобрений для повышения плодо-
родия почвы и урожайности 134

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Мухиддинов Б.Ф. Конференция в Навоийском государственном
горном институте 138
Книжные новинки 140

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: Sandvik улучшенной комплектации в новом цвете
На 3 стр. обложки: Ювелирный завод Навоийского ГМК
На 4 стр. обложки: Манипуляторы Atlas Copco

ИННОВАЦИОННЫЙ ПРОРЫВ НАВОЙСКОГО ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМБИНАТА ЗА ДВАДЦАТИЛЕТИЕ НЕЗАВИСИМОСТИ УЗБЕКИСТАНА

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

Республика Узбекистан отмечает 1 сентября 2011 г. двадцатую годовщину государственной независимости. Навойский горно-металлургический комбинат - крупное градообразующее предприятие, в силу своего огромного производственного потенциала, разветвленной инфраструктуры, наличия больших многонациональных трудовых коллективов, в свою очередь, вносит весомый вклад в социально-экономическое развитие республики. Среди величайших благ для любого общества и отдельно взятого человека во все времена самыми ценными и желанными были мир, национальное согласие и стабильность. От них зависит в значительной мере благоденствие людей, выполнение их надежд и чаяний, исполнение их жизненных планов. Сохранить производственный потенциал и оснастить горноперерабатывающие производства комбината новой техникой и передовыми инновационными технологиями стало возможным благодаря взвешенной политике Правительства Республики по реорганизации политической и экономической системы Узбекистана, в результате чего достигнуто общегражданское, общенациональное согласие, обеспечена социальная стабильность в обществе. Программа производственной деятельности Навойского горно-металлургического комбината рассчитана на многие годы вперед. Залогом ее успешной реализации служит неисчерпаемый потенциал ускоренного развития Узбекистана, мудрость и дальновидность политики Президента И.А. Каримова, Правительства Республики, сориентированной на стабильность, надежность и перспективу.

Исследование феномена Навойского комбината привело к следующему выводу:

Первое. Всемирная поддержка Навойского комбината Правительством Республики, своевременное рассмотрение Кабинетом Министров обоснованных предложений по решению назревших проблем, принятие и реализация по ним соответствующих постановлений. Правительство Узбекистана и лично Президент И.А. Каримов оказывают постоянное внимание и помощь в решении сложных задач комбината. По всем важнейшим вопросам принимаются постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан, способствующие повышению эффективности работы комбината, расшире-

нию производства, модернизации горноперерабатывающих производств и внедрению передовых технологий.

Второе. За годы независимости республики в комбинате внедрился и укрепился дух коллективного творчества и товарищества. Люди нацеливаются на высокие конечные результаты работы. В комбинате всегда в цене преданность делу, коллективу, товарищам по труду. В результате сформировалась команда единомышленников, связанных общностью интересов, решаемых задач. Это позволило в годы независимости Узбекистана Навойскому комбинату одному из первых в республике выйти на мировой рынок, что сыграло решающую роль в стабилизации работы комбината, укреплении материальной и производственной базы, росте объемов выпускаемой продукции. За годы независимости республики уранодобывающее производство превратилось в экспортную отрасль, а в золотодобывающих производствах сформировалась структура, замыкающая весь производственный цикл от геологоразведки минерального сырья до выпуска ювелирных изделий.

Третье. Сохранение кадров высококвалифицированных специалистов и рабочих, обеспечение их преемственности, поддержание в коллективе атмосферы непрерывного поиска резервов и новых сфер приложения своих сил. За годы независимости численность работников комбината выросла с 35,3 тыс. человек до 71,6 тыс. человек. Огромный объем работ по проектированию горноперерабатывающих предприятий, освоению техники и технологии вызвал необходимость широкого привлечения научно-исследовательских и проектных институтов. В коллективе комбината вырабатывалось стремление к тесному содружеству ученых и производственников, что значительно ускоряло внедрение прогрессивных технических решений и передовых технологий.

Четвертое. Максимальное внимание к людям, решение их социальных проблем, всемерное стимулирование их высокопроизводительного труда. Комбинат обладает мощной производственной и социальной инфраструктурой, площадь которой занимает сотни тысяч квадратных километров. Здесь живут и трудятся около 250 тысяч человек,

благополучие которых в той или иной мере связано с хорошей работой комбината. Навоийский комбинат не только не утратил социальные традиции, но и успешно развивает их. Хозяйственное содержание медсанчастей, баз отдыха, профилакториев, спортивных комплексов, летних оздоровительных лагерей осуществляется за счет комбината. Достигнутые результаты работы комбината за годы независимости Узбекистана:

- увеличение числа рабочих мест на - 36350;
- объемы переработки руды в - 2,0 раза;
- прирост выпуска золота на - 64,0%;
- объем экспорта продукции - 250,0%.

На месторождении Мурунтау применяется открытый способ разработки, идет наращивание объемов горных работ и увеличения глубины карьера. Период отработки карьера Мурунтау с 1991 г. ознаменовался использованием комбинированного автомобильно-конвейерного вида транспорта. На карьере внедрены новые типы экскаваторов с емкостью ковша от 8 до 15 м³; автосамосвалы типа БелАЗ-549 и БелАЗ-7519 грузоподъемностью соответственно 75 и 130 т, автосамосвалы типа CAT-758B и R-170 грузоподъемностью соответственно 136 и 170 т; парк дорожных машин и тяжелой техники пополнился новыми, более мощными фронтальными погрузчиками типа CAT-992C, автогрейдерами CAT-16G и бульдозерами CAT-10N. Построен цех для ремонта экскаваторов и буровых станков; комплексная лаборатория гамма-активационного анализа. С 1996 г. эксплуатируются гидравлические и электрогидравлические экскаваторы типа CAT-5230, EX-3500, EX-3600, RH-170, RH-200 с емкостью ковша от 15 до 26 м³, освоены большегрузные карьерные автосамосвалы типа CAT-789C, БелАЗ-7513, БелАЗ-7555 и БелАЗ-75131. Наибольшее число карьерных самосвалов произведено РУПП «БелАЗ» (Белоруссия), второе место по числу работающего оборудования (65 ед.) занимает фирма «Катерпиллар» (США).

В 2002 г. сдан в эксплуатацию завод по производству эмульсионных ВВ. Разработан рациональный ассортимент ЭВВ для разнообразных условий ведения взрывных работ. Оптимизированы параметры буровзрывных работ с применением ЭВВ, выполнено районирование пород карьера Мурунтау, что позволило произвести разрежение сеток скважин на взрываемых блоках и увеличить выход горной массы с 1 п.м. скважины на 3,2%. Себестоимость взрывания 1 м³ горной массы, после ввода в эксплуатацию завода по производству ЭВВ, снижена в 1,5 раза. Заряжание скважин полностью механизировано и производится смесительно-зарядными машинами. На взрывных работах используется система дистанционного радиоуправления взрывом.

Разработана и внедрена в производство компьютерная технология построения математической мо-

дели подсчета запасов сложноструктурных месторождений; созданы компьютерные технологии построения на базе модели запасов оптимальной формы карьера и графика его развития; разработана и внедрена автоматизированная система управления качеством рудопотока с использованием космической навигационной технологии GPS; разработан и внедрен в эксплуатацию комплекс автоматизированных систем проектирования и управления работами по обеспечению качества добываемых руд, минимизации их потерь и разубоживания, состоящий из геолого-маркшейдерского обеспечения горных работ (АС «Руда»), автоматизированного проектирования горного производства, автоматизированного управления качеством автотранспорта карьера (АСУ-АТ).

Совершенствование технологических схем формирования отвалов позволило не уменьшать высоту автомобильных отвалов на участках с пониженной несущей способностью основания, повысив эффективность отвальных работ на 15-30%. Безопасность системы «отвал-основание» при конвейерном транспорте на основании с переменной несущей способностью обеспечивается формированием яруса отвала высотой до 120 м узкими заходками по 20-30 м и реализуется способом отсыпки отвала веерными заходками. В результате высота конвейерного отвала увеличена с 60 до 90 м. Внедрена технология многоярусного внешнего и внутреннего отвалообразования с управляемым сдвижением пород.

С использованием специальных компьютерных программ выполнены работы по определению рационального соотношения объемов грузопотоков в карьере между автомобильным и автомобильно-конвейерным транспортом.

Установлено, что для горнотехнических условий карьера Мурунтау максимальный экономический эффект достигается если доля грузоперевозок автотранспортом составляет 30-40%, комбинированным транспортом – 60-67%.

Разработка ТЭО кондиций и пересчет запасов месторождения Мурунтау совместно с близлежащим месторождением Мютенбай с использованием современных компьютерных технологий показывает на возможность извлечения дополнительных запасов золота на 35,8% за счет отработки месторождений одним объединенным карьером. Внедрена технология ведения горных работ на крутых бортах с углами наклона до 20-25° и технологические схемы работы оборудования в тесненных условиях и уступах высотой 15...20 м.

Для отработки прибортовых запасов, не попадающих в контуры карьера, перспективен открыто-подземный способ разработки. С этой целью выполнены предпроектные проработки, когда из выработанного пространства карьера могут быть проведены вскрывающие подземные выработки, позво-

ляющие увеличить запасы золота на 36,3%, затем может быть осуществлен переход на подземный способ разработки.

За годы независимости республики на месторождении Мурунтау внедрены ресурсосберегающие технологии с организацией зон концентрации, ведения горных работ технологическими зонами с темпами понижения более 60 т/год, со сбросом горной массы взрывом на концентрационные горизонты, внедрена поточная технология горных работ. Общий объем горной массы, выданный из чаши карьера по конвейерным линиям с начала эксплуатации (с ноября 1984 г.), составляет около 1,3 млрд. т., в том числе руды разных сортов – около 900 млн. т. Применение на карьере Мурунтау конвейерного межступного крутонаклонного перегружателя с 2006 г. до 2009 г. позволило приобрести в промышленных масштабах опыт эксплуатации крутонаклонного конвейера и отработать технологию транспортирования руды на КНК, сократить расстояние откатки руды автотранспортом на 480 м, высоту подъема на 60 м. В 2010 г. закончено строительство на карьере Мурунтау крутонаклонного конвейера (рис. 1), предусмотренного для транспортирования горной массы на высоту 270 м (КНК-270). Это большая победа горняков Узбекистана. КНК-270 с производительностью 13,0 млн. т/год.

В настоящее время - единственный в мире крутонаклонный конвейер, работающий в горной промышленности.

Интенсивное развитие горных работ в карьере требует постоянного решения сложных технологических проблем, выполнения научно-исследовательских работ, привлечения специалистов по математическому моделированию технологических процессов горного производства, формированию транспортных систем, моделированию геодинамических процессов в горном массиве.

Приоритетным направлением совершенствования перерабатывающих мощностей гидрометаллургического завода № 2 является модернизация технологического оборудования с увеличением производительности по переработке руды на 8-10%. Разработаны и внедрены в производство: перевод мельниц ММС 70х23 на безредукторный привод; внедрение автоматизированных систем контроля и управления процессами измельчения и классификации; реализация автоматизированной системы продвижения ионообменной смолы по сорбционным пачукам и дозировки свежей смолы в процесс; увеличение фронта сорбционного передела; оптимизация параметров системы «карьер-завод».

В результате увеличен коэффициент использования мельниц на 45%, получено до 5% прироста объемов переработки руды, решена проблема своевременной загрузки аккумулирующего бункера цеха измельчения, увеличено извлечение золота из



Рис. 1. Крутонаклонный конвейер на карьере Мурунтау

жидкой фазы цианистой пульпы на ионообменную смолу, снижен расход смолы на сорбционном переделе.

Новый Гидрометаллургический завод № 3 (ГМЗ-3) введен в эксплуатацию в 1995 г. на базе золоторудных месторождений Кокпатас и Даугызтау в Учкудукском районе. В своем выступлении Президент Ислам Каримов на торжествах по случаю открытия первой очереди ГМЗ-3 Навоийского горно-металлургического комбината сказал: «Наш новый завод является объектом базовой отрасли, предметом гордости всего Узбекистана. Всем должно быть понятно, что все это строится не за один день. Все это достигается упорным, самоотверженным трудом многих и многих коллективов. Это все то, что в конечном итоге создает потенциал республики, что обеспечивает комплексное развитие всей нашей экономики и обеспечит завтра, я уверен в этом, достойное место Узбекистана на мировом рынке». ГМЗ-3 – это первый гидрометаллургический завод по выпуску золота, построенный в годы независимости республики (рис. 2). Созданы новые рабочие места для 1500 человек. В настоящее время на долю ГМЗ-3 приходится до 15% от всего объема золота.

После отработки окисленных руд месторождения Кокпатас в 2001 г. начата разработка месторождения Даугызтау и с 2005 г. на ГМЗ-3 начата пе-



Рис. 2. Гидрометаллургический завод № 3

переработка окисленных руд месторождения Аджибу-гут. С целью вовлечения в переработку сульфидной части запасов золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау технологическая схема ГМЗ-3 дооснащена процессами флотации и бактериально-химического окисления сульфидов флото-концентрата (Bioх). На основании проведенных испытаний, НИИ «Узгерагметлити» (Узбекистан) выполнено рабочее проектирование первой очереди установки BIOX® на ГМЗ-3, изготовление нестандартного оборудования, строительство и монтаж выполнены специалистами Навоийского комбината. Общестроительные работы на ГМЗ-3 начаты в 2005 г., а в начале 2009 г. ГМЗ-3 вышел на проектные показатели по производительности. Установка BIOX® первой очереди состоит из четырех модулей. Каждый модуль имеет по три первичных и три вторичных реактора. Рабочий объем каждого реактора составляет 900 м³. Проектная производительность первой очереди 1069 t/d концентрата при 20% содержании сульфидной серы. После ввода в эксплуатацию второй очереди производительность установки BIOX® планируется довести до 2137 t/d. Выпуск золота с использованием прогрессивной технологии BIOX® трудноперерабатываемых сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау будет постепенно увеличиваться до 26,7% (2015 г.) от общего объема выпуска комбинатом. Добываемая в карьерах сульфидная руда месторождений Кокпатас и Даугызтау подвергается рудосепарационному обогащению с получением концентрата рудосепарации; флотационному обогащению исходных руд и концентратов рудосепарации; биохимическому выщелачиванию флотационных концентратов; сорбционному цианированию золота из продуктов биокисления; сорбции хвостов флотации. Применение технологии предварительной сепарации руд посамосвальном на рудоконтрольной станции (РКС) и покусковой на рудосортировочном комплексе (РСК) позволяют вовлекать в переработку с получением концентрата бедные руды удовлетворяющим технологическим условиям ГМЗ-3 и исключить из технологических процессов около 60% исходной руды с низким содержанием.

Опыт применения буровых станков ROC-860HC, ROC L8 («Атлас Копко», Швеция) и D25KC

(«Дрилтек-Тамрок», США) составляющих 35% всего парка бурового оборудования на карьерах месторождения Кокпатас с 1999 г., оказался удачным, их месячная производительность в 2,5 раза выше, чем аналогичных станков СБУ-125, выпускаемых в России.

Учитывая горно-геологические и горнотехнические условия залегания рудных тел, отработка запасов месторождений Чармитан, Гужумсай и Промежуточное запроектирована подземными горными работами тремя рудниками – Зармитан, Гужумсай и Промежуточный. На первом этапе в 2010 г. осуществлена реконструкция и строительство надшахтных зданий, сооружений и горно-капитальных выработок рудника Зармитан и начато строительство нового рудника Гужумсай. Переработка руд предусмотрена на Гидрометаллургическом заводе № 4 (ГМЗ-4). ГМЗ-4 был построен в течение одного года и начал переработку руд, поставляемых с рудника Зармитан, в 2010 г. ГМЗ-4 это второй гидрометаллургический завод, построенный в республике за годы независимости, на долю которого приходится 7,3% от выпускаемого комбинатом объема золота, созданы новые рабочие места для 500 человек. Реализация всей программы предусматривает поэтапное наращивание производительности ГМЗ-4 до 1,8 млн. т/год. Вскрытие запасов горизонта 780 м центральной части месторождения Чармитан ведется по рабочему проекту, выполненному НИИ «Узгерагметлити», предусмотрен наклонный транспортный съезд (ствол), который будет углубляться на проектную глубину рудника 700 м (рис. 3). В настоящее время на руднике Зармитан проводятся исследования по совершенствованию, модернизации используемой системы разработки с магазинированием руды и изыскание эффективной технологии разработки жильных месторождений с применением самоходного оборудования. Месторождение Гужумсай разведано подземными горными выработками на глубину 200 м. Геологоразведочные работы продолжаются. Вскрытие месторождения осуществляется наклонным транспортным стволом. Обеспечение проектной производительности рудника Гужумсай (550 тыс. т руды в год) будет осуществляться поэтапно, начиная с 2011 г. Обеспечение проектной производительности рудника Промежуточный 400 тыс. т. руды/год также будет осуществляться поэтапно. В настоящее время на месторождении Промежуточное ведутся геологоразведочные работы. Запасы руды подсчитаны по категории С2 на глубину 400 м. Из зарегистрированного потенциала урановых месторождений Узбекистана примерно 54,7% - это экономически извлекаемые в современных условиях запасы. Разрабатываемые комбинатом руды характеризуются крайне сложными горнотехническими и гидрогеологическими



Рис. 3. Проходка наклонного ствола на руднике Зармитан (а), погружно-доставочная машина Scooptram ST-710 (б)

ми условиями залегания, низким содержанием. К началу 1995 г. все подземные рудники и карьеры были закрыты, а добыча урана стала осуществляться более экономичным способом подземного выщелачивания (ПВ) из рудных тел на месте их залегания через систему технологических скважин.

Разнообразный вещественный состав руд, рудовмещающих отложений и пластовых вод определил разработку и применение различных технологических схем добычи урана.

На комбинате построены и введены в эксплуатацию за годы независимости собственные заводы по производству труб из поливинилхлорида и полиэтилена, серной кислоты, позволившие исключить импорт труб и основного выщелачивающего реагента для ПВ. Идет техническое перевооружение уранодобывающих рудников ПВ, замена изношенного технологического оборудования. В соответствии с программой развития планируется увеличить объем добычи урана к 2012 г. в 1,5 раза для чего на комбинате решаются следующие приоритетные задачи:

- развитие минерально-сырьевых баз действующих геотехнологических рудников и строительство новых геотехнологических рудников на базе вновь вводимых в эксплуатацию месторождений; техническое перевооружение и модернизация действующих геотехнологических рудников; укрепление коллективов геотехнологических рудников за счет притока молодых специалистов;

- расширение и реконструкция сернокислотного завода и производства труб из поливинилхлорида и полиэтилена;

- проведение исследовательских работ, опытно-промышленное освоение месторождений с разработкой и внедрением в производство высокоэффективных технологий добычи и переработки комплексных руд.

Снижение содержания руды месторождения Мурунтау послужило предпосылками для внедрения технологии кучного выщелачивания (КВ) золота в комбинате. Промышленное освоение технологии КВ начато в 1995 г. и сегодня продолжается Навоийским комбинатом (рис. 4). Годовой объем переработки забалансовой руды методом КВ составляет 13,8 млн. т. Для обеспечения развития и совершенствования производства комбинат ведет научно-исследовательские работы собственными силами и с привлечением научно-исследовательских и проектных организаций. Основной вклад в изучение месторождений внесли сотрудники Кызылкумской геологической экспедиции, представители научно-исследовательских организаций – институтов ЦНИГРИ (г. Москва), ВСЕГИИ (г. Санкт-Петербург), ИГиГ АН РУз (г. Ташкент), САИГИМС (г. Ташкент), специализированных кафедр ТашГУ и ТашПИ, специалистами Министерства геологии Узбекистана. В разработке



Рис. 4. Цех кучного выщелачивания

отдельных вопросов большое содействие оказали специалисты институтов ЦНИГРИ, ИМГРЭ, ИГЭМ, ВИМС, ВНИИХТ, ВНИИРТ (г. Москва), ВСЕГИИ, ИГиГ АН РУз, ИМР, институт ядерной физики АН РУз.

В годы независимости республики резко повысилась роль научных учреждений Узбекистана в деятельности комбината. Несомненно, основная доля в решении научно-исследовательских вопросов совершенствования традиционных технологий добычи и переработки полезных ископаемых, поиска и разработки новых решается НИИ «Узгерангметлити». Большой спектр вопросов решает ГП НПЦ «Геология урана и редкоземельных металлов», институт микробиологии АН РУз, ТГТУ им. А.Р. Беруни, институт ядерной физики АН РУз, НПО «Технолог», специалисты межотраслевого центра «Стратегических инноваций и информатизации», институты: Ташкентский автодорожный; общей и неорганической химии АН РУз; минеральных удобрений АН РУз; Навоийский государственный горный и другие.

Таким образом, Узбекистан обладает значительным потенциалом квалифицированных управленческих, научно-технических кадров. В республике накоплен опыт разработки и проектирования месторождений полезных ископаемых, что дает возможность решать задачи ускоренного развития Узбекистана.

Интенсивное развитие Навоийского горно-металлургического комбината за двадцатилетие независимости осуществляется за счет инвестиций в расширение производства, эффективной модернизации горноперерабатывающих производств, внедрения передовых технологий, привлечения для ускорения внедрения прогрессивных технических решений научно-исследовательских и проектных институтов.

Пользуясь случаем, хочу от всей души поздравить весь многотысячный, многонациональный коллектив Навоийского горно-металлургического комбината с 20-летним юбилеем государственной независимости Республики Узбекистан, пожелать всем здоровья, мирного неба над головой и новых трудовых свершений на благо нашей страны!

АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК - ЗА ГОДЫ НЕЗАВИСИМОСТИ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Фарманов А.К., генеральный директор ОАО «Алмалыкский ГМК», канд. тех. наук

Двадцать лет независимости Республики Узбекистан, из более шестидесятилетней производственной деятельности комбината, явились периодом особого развития и становления.

Благодаря неустанному вниманию руководства республики и лично Президента Республики Узбекистан Ислама Абдуганиевича Каримова, в соответствии с Постановлениями Кабинета Министров Республики Узбекистан обеспечена возможность укрепления материально-технической базы, реализации программ модернизации, технического и технологического перевооружения производства, в результате достигнуто повышение производительности до наивысших за всю историю работы комбината, улучшение всех производственно-технологических параметров, стабилизация затрат, что создало условия для получения высоких технико-экономических результатов.

Сегодня ОАО «Алмалыкский ГМК» представляет собой сложный промышленный комплекс, включающий три рудника открытых горных работ, четыре подземных рудника, пять обогатительных фабрик, два металлургических завода, управление автомобильного транспорта и промышленного железнодорожного транспорта, а также вспомогательные цеха и предприятия со своей инфраструктурой. Структура производства ОАО «Алмалыкский ГМК» ориентирована по трем направлениям: медно-молибденовое, свинцово-цинковое и золотодобывающее (с двумя золотоизвлекательными фабриками, концентрат которых перерабатывается на медеплавильном заводе). Медное производство включает горнодобывающее подразделение – рудоуправление «Кальмакыр», медную, свинцово-цинковую обогатительную фабрику (с 1998 г. переведенную на переработку медных руд), медеплавильный завод. Свинцово-цинковое производство базируется на месторождениях Хандиза, Уч-Кулач. Доставкой добываемых руд с рудников на обогатительные фабрики заняты транспортные подразделения. В целях обеспечения технологических процессов в основных подразделениях организованы вспомогательные цеха, такие, как цех по добыче и переработке известняка, центральный ремонтно-механический завод, ТЭЦ, цех промышленного водоснабжения, управление электрических сетей, специализированное предприятие по производству эмульсионных взрывчатых веществ и ведению взрывных работ, специализированное ремонтно-монтажное и строительное управление, лаборатории

и др. В рамках ОАО «Алмалыкский ГМК» создано управление по производству товаров народного потребления. На комбинате ежегодно добывается более 24 млн. m^3 горной массы, из которой извлекаются 12 химических элементов. Готовой продукцией комбината являются рафинированная медь (катоды), цинк металлический чушковый, обожженный молибденовый промпродукт, металлический кадмий, технические селен и теллур, а также серная кислота, медный купорос. Значительную долю в реализуемой продукции занимают медь, аффинированные золото и серебро.

Сырьевая база. Производственные мощности Алмалыкского ГМК базируются на запасах медно-молибденовых и свинцово-цинковых месторождений, расположенных в Ташкентской, Джизакской и Сурхандарьинской областях Узбекистана. Медно-молибденовые месторождения Кальмакыр и Сары-Чеку обеспечивают сырьем медное производство комбината. Свинцово-цинковые руды залегают в месторождениях Хандиза и Уч-Кулач. Для обеспечения технологического процесса известью открытым способом отрабатывается месторождение известняков Саук-Булак. Строительные материалы добывают на Гравийно-галечниковых карьерах «Алмалык» и «Транспортный». Сырьевую базу комбината характеризуют не только запасы обрабатываемых месторождений, но и техногенные ресурсы: отвалы рудников, хвосты обогащения, отходы металлургического производства. Запасы сырья, сконцентрированные в техногенных минеральных объектах, исчисляются сотнями миллионов тонн и могут служить дополнительным источником получения металлов и другой продукции.

В непосредственной близости от месторождения Кальмакыр расположено месторождение Дальнее, немногим уступающее первому по значимости, что дает право рассматривать его как вторую после Кальмакыра сырьевую базу комбината. По составу полезных компонентов руды месторождения Дальнее аналогичны Кальмакырскому. Запасы месторождения могут рассматриваться как резерв для восполнения выбывающих мощностей Кальмакырского и Сары-Чекинского карьеров ориентировочно в начале 2030-х годов. В целом можно сделать вывод, что медно-порфировые месторождения Алмалыкского рудного района в состоянии обеспечить сырьем медное производство комбината еще на многие десятки лет.

Все отрабатываемые ныне месторождения отличаются друг от друга масштабами, составом полезных компонентов и их качеством, условиями залегания и многими другими параметрами. Действуя в столь разнообразной горно-геологической и производственной обстановке, горные подразделения Алмалыкского ГМК накопили значительный опыт в решении возникавших технологических проблем.

Горные работы. Месторождение Кальмакыр. Добыча руды ведется открытым способом. Карьер «Кальмакыр», построенный на базе одноименного месторождения, по своей величине выделяется не только в Узбекистане, но и среди родственных предприятий других стран СНГ. По действующему проекту (1985 г.) годовая производительность карьера по руде составляет 27 млн. т. Параметры карьера, м: длина – 3750; ширина – 2000; максимальная глубина – 660. Углы наклона бортов 32–38°. Приток подземных вод 500–650 м³/т. Карьер отрабатывают уступами высотой 15–22,5 м. Применяется транспортная система разработки с вывозом пород вскрыши на внешние отвалы. Исходя из рельефа местности, вскрытие верхних горизонтов произведено полутраншеями. Каждый рабочий уступ имеет самостоятельный железнодорожный заезд по тупиковой схеме. Нижние горизонты карьера вскрываются разрезными траншеями с транспортированием горной массы самосвалами на внутрикарьерные перегрузочные пункты, от которых горная масса вывозится железнодорожным транспортом. Рудник оснащен современным горнотранспортным оборудованием, производимом в основном в странах СНГ. Основной объем горной массы выдается из карьера электрифицированным железнодорожным транспортом. Зарядание скважин до 1997 г. проводили россыпными тротилсодержащими ВВ практически вручную. После пуска в августе 1997 г. завода по производству эмульсионных ВВ, работающего на оборудовании, приобретенном у канадско-американских фирм, и закупки специальных зарядных машин зарядание скважин полностью механизировано.

Добыча руды в карьере была начата в 1956 г. Объем добычи достиг (28,5 млн. т) в 2010 г., а объем вскрышных работ (14,5 млн. м³) — в 1989 г. За период 1991–2010 гг. добыто 450 млн. т руды, из которой извлечено 1641,25 тыс. т меди; вывезено 154 млн. м³ вскрышных пород (рис. 1).

В работе карьера наблюдались определенные трудности, обусловленные как внутренними, так и внешними (в большей мере) причинами: отставанием в строительстве и реконструкции рудника, неритмичной поставкой материалов и оборудования, нехваткой подвижного состава, неудовлетворительным состоянием путевого хозяйства. В 1993–1995 гг. объем годовой добычи руды составил 50–60% ранее достигнутого уровня. Несмотря на сложность обстановки, коллектив рудника пережил этот тяжелый период и к 2009 г. довел объем добычи до уровня, близкого к достигнутому в лучшие годы.

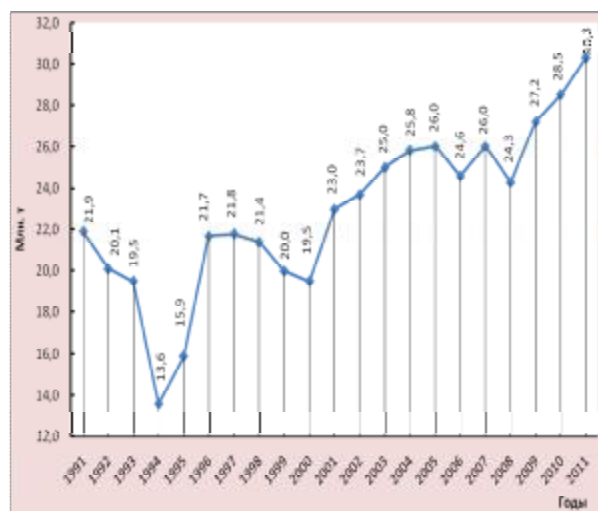


Рис. 1. Динамика добычи руды на карьере «Кальмакыр» (2011 г. – прогноз)

Месторождение Сары-Чеку. Медно-молибденовое месторождение Сары-Чеку по своим масштабам значительно уступает Кальмакырскому, тем не менее, оно дает ощутимую прибавку в производстве меди. Руда месторождения по составу полезных компонентов аналогична Кальмакырской, но характеризуется значительно меньшим содержанием золота и большим — меди. Месторождение нагорно-глубинного типа расположено в 23 км юго-восточнее г. Алмалыка и связано с ним железнодорожной и шоссейной дорогами. В основу действующего в настоящее время проекта Гипроцветмета (1995 г.) положены запасы, подсчитанные по новым кондициям. Это позволило значительно расширить границы карьера и вовлечь в обработку дополнительные запасы руды. Все применяемое горнотранспортное оборудование — производства стран СНГ. Карьер отрабатывается уступами высотой 15 м. Вскрытие нагорных горизонтов осуществлено полутраншеями с вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы автотранспортом. Нижние горизонты вскрывают внутренними траншеями с трассой спиральной формы.

В дополнение к действующему проекту в 1997 г. разработана схема складирования вскрышных пород в ранее отработанную часть карьера. Руду транспортируют самосвалами на расстояние 4 км до перегрузочного пункта, откуда ее железнодорожным транспортом доставляют на обогатительную фабрику комбината. Добыча руды в карьере была начата в 1974 г. Месторождение отрабатывалось весьма интенсивно с перекрытием проектных мощностей по руде в 1,3–1,4 раза. Максимальный объем добычи руды (5635 тыс. т) был достигнут в 1986 г. После глубокого спада в 1995 г. добыча руды в карьере стабилизировалась на уровне 2,25 млн. т в год. Карьер отличается высокой ритмичностью работы, эффективной эксплуатацией оборудования и высокой

культурой ведения горных работ. За период 1991–2010 гг. в карьере добыто 45,6 млн. т руды.

Месторождение Уч-Кулач. Уч-Кулачское свинцово-цинково-баритовое месторождение расположено на территории Джизакской области Узбекистана, в 75 км от г. Джизака и в 300 км от г. Алмалыка. Рельеф местности – слабо всхолмленная равнина с абсолютными отметками +240 ... +310 м. Запасы месторождения представлены двумя участками: Центральным - с рудами весьма низкой ценности и Дальним - наиболее перспективным и пригодным для разработки. Основные полезные компоненты - свинец, цинк, барит, попутные — серебро, кадмий, сера пиритная. Техническим проектом института СредазНИПРОцветмет (1979 г.) предусмотрена комбинированная технология разработки месторождения: верхние горизонты обрабатывают открытым способом, нижние - подземным. Проектные размеры карьера 1240×600 м (отметка дна –20 м), высота уступов 10 м, производительность по руде 1,1 млн. т в год. Срок существования карьера 20 лет. Вскрытие рабочих горизонтов осуществляют внутренними траншеями с трассой спиральной формы. Основное оборудование: буровые станки, экскаваторы, технологический транспорт - самосвалы производства стран СНГ. Вскрышные породы и некондиционные руды вывозят во внешние отвалы, часть вскрышных пород, пригодных для производства щебня, складировать в специальные отвалы. К строительству рудника приступили в 1979 г., первые мощности по руде на 500 тыс. т в год были введены в 1982 г. за 1983–1997 гг. добыто и отгружено на обогатительную фабрику 12 млн. т руды, из нее получено 187,6 тыс. т свинца и 186,1 тыс. т цинка; вывезено из карьера 44,3 млн. м³ вскрышных пород. Месторождение разрабатывали с перекрытием проектной производительности по руде на 20–25% и уже в 1988 г. возникла необходимость восполнения в 2000–2002 гг. выбывающих мощностей путем вовлечения в отработку запасов нижних горизонтов.

Месторождение Хандиза. Полиметаллическая минерализация в районе Хандизинского месторождения была выявлена в 1957 г., однако оруденение в позиции вулканического горизонта, представляющего основной промышленный интерес, установлено в 1967 г. В 1970 г. на стадии предварительной разведки получен первый оперативный прирост запасов по категории С1. Детальные разведочные работы были начаты в 1973 г. Хандизинское полиметаллическое месторождение и одноименное рудное поле расположено в центральной части гор Сурхантау, составляющих юго-восточную ветвь юго-западных отрогов Гиссарского хребта. В административном отношении находится на территории Сары-Асийского района Сурхандарьинской области. Границы рудного поля определяются районом развития нижнекарбонатовых вулканогенно-осадочных образований по левобережью р. Хандиза. В плане площадь рудного

поля имеет неправильную форму, вытянутую в северном и северо-западном направлениях. Детально разведанный участок, именуемый Центральным или собственно Хандизинским месторождением, расположен в западной части рудного поля. В орографическом отношении район месторождения характеризуется сильно расчлененным горным рельефом. Наивысшая отметка в северной части рудного поля 3072,2 м, в районе участка Центральный колеблется от 1300 м (долина р. Хандиза) до 1800 м. Наиболее крупная водная артерия р. Хандиза, протекающая в юго-западной части рудного поля, сливается с более многоводной р. Сангардак. В рудном поле размещается ряд левых притоков р. Хандиза протяженностью 3–5 км. Ближайшая железнодорожная станция Сары-Асия находится в 60 км от месторождения вниз по долине рек Хандиза и Сангардака. Геологическое строение района изучалось в период 1948–1978 гг. В период 1948–1968 гг. в районе проводились поисковые и съемочные работы, металлометрия, магнитометрия и гамма-съемка, выполнен небольшой объем исследований по изучению вещественного состава руд Хандизинского месторождения. С 1968 г. начата предварительная разведка месторождения с заложением штольни № 10. В 1969–1970 гг. проведены лабораторные технологические исследования руд, оценены фланги месторождения, разбурена южная часть Центрального участка по сети 100×100 м. В 1971–1972 гг. продолжалась предварительная разведка северного и северо-восточного флангов участка Центральный, проведены дополнительные укрупненные технологические испытания руд. Начаты геофизические работы по электрокорреляции. Одновременно проводились работы по изучению локализации руд, геохимии, структурной съемке, в 1973–1974 гг. проведена детальная разведка и утверждены запасы.

Во исполнение Постановления Президента Республики Узбекистан от 10 августа 2006 г. «Об эффективном использовании минерально-сырьевой базы полиметаллических руд месторождений Хандиза и Уч-Кулач» в настоящее время завершены работы по строительству подземного рудника и обогатительной фабрики с выпуском цинкового, свинцового и медного концентратов, которые перерабатываются на металлургических предприятиях комбината.

Переработка руд. Медная обогатительная фабрика. Для переработки медно-молибденовых руд месторождений Кальмакыр и Сары-Чеку в 1961 г. введена в эксплуатацию фабрика, запроектированная институтом Механобр. В настоящее время она работает в основном на рудах карьера «Кальмакыр». В состав фабрики входят два дробильных отделения: крупного дробления, оснащенного тремя конусными дробилками ККД-1500/180, производительностью до 15 млн. т руды в год каждая; мелкого и среднего дробления – общее число дробилок КСД_2200, КСД-3000, КМД-2200 и КМД_3000 достигает 34 ед. общей производительностью до 29 млн. т руды в год

(рис. 2, 3). Главный корпус фабрики состоит из 10 технологических секций, оснащенных шаровыми мельницами размером 3600×4000, 3600×5000 и 4500×6000 мм, и флотационными машинами с камерами вместимостью 16; 25 и 45 м³. Коллективный флотационный концентрат разделяют с получением медного концентрата и молибденового промпродукта. Медный концентрат после сгущения, обезвоживания и сушки направляют на медеплавильный завод. Молибденовый промпродукт после обжига на медеплавильном заводе отгружают на Узбекский комбинат тугоплавких и жаропрочных металлов. Хвосты обогащения направляют гидротранспортом на хвостохранилище, расположенное на расстоянии 12 км от фабрики.

Свинцово-цинковая обогатительная фабрика введена в эксплуатацию в 1954 г. для обогащения свинцово-цинковых руд Алтын-Топканского, Кургашинского и впоследствии Уч-Кулачского месторождений. Полученный коллективный флотационный концентрат подвергали селекции. Цинковый концентрат после сгущения перерабатывали на цинковом заводе Алмалыкского ГМК, свинцовый концентрат как товарную продукцию направляли для окончательной переработки в г. Шымкент (Казахстан). Фабрика состоит из следующих подразделений: дробильного цеха, оснащенного двумя щековыми дробилками для среднего и мелкого дробления; цеха измельчения и флотации, разделенного на шесть технологических секций и отделение селекции коллективного свинцово-цинкового концентрата, в цехе установлены 16 шаровых мельниц размером 3200×3800 мм и флотомашин с камерами вместимостью 3,2 м³; фильтровального отделения для обезвоживания ранее получаемого свинцового концентрата (четыре дисковых вакуумных фильтра с площадью фильтрования 30 м² каждый). Отвальные хвосты складировать в хвостохранилище, находящееся на расстоянии 12 км от фабрики. В последние годы фабрика переведена на переработку медных руд месторождения Сары-Чеку и отвальных шлаков медеплавильного производства. Получаемый коллективный медно-молибденовый концентрат направляют на разделение на медную обогатительную фабрику Алмалыкского ГМК.

Металлургический комплекс. Медеплавильный завод введен в эксплуатацию в 1964 г. и в настоящее время имеет следующие подразделения: металлургический цех; основное оборудование: отражательная печь производственной мощностью до 50 тыс. т черновой меди в год; печь кислородно-факельной плавки мощностью 65 тыс. т в год; четыре горизонтальных поворотных конвертера вместимостью 75 т каждый; две анодные поворотные печи вместимостью 200 т каждая; медеэлектролитный цех; он оснащен электролитными ваннами производительностью 147 тыс. т катодной меди в год; цех аффинажа золота и серебра (а также селена и теллура); шламово-

купоросный цех годовой производительностью 7 тыс. т медного купороса; два сернокислотных цеха для утилизации отходящих металлургических газов мощностью 540 тыс. т серной кислоты в год. Цинковый завод введен в эксплуатацию в 1970 г. Его производственная мощность по выпуску металлического цинка составляет до 120 тыс. т в год. Завод был рассчитан на производство 20–25 тыс. т цинка из месторождений, отрабатываемых комбинатом, и 100 тыс. т цинка из привозных концентратов. В настоящее время, в связи с переводом свинцово-цинковой обогатительной фабрики на переработку только медно-молибденовых руд, завод на условиях толлинга перерабатывает привозные цинковые концентраты из стран СНГ и других государств. С 2011 г. начата переработка сульфидного цинкового концентрата, получаемого на обогатительной фабрике Хандизинского ГОК. Кроме металлического цинка, выпускаются металлический кадмий, серная кислота, свинец и медь в полуфабрикатах, цинковый купорос. Завод состоит из обжигового цеха, оборудованного че-



Рис. 2. Динамика переработки руды на медной обогатительной фабрике (2011 г. – прогноз)

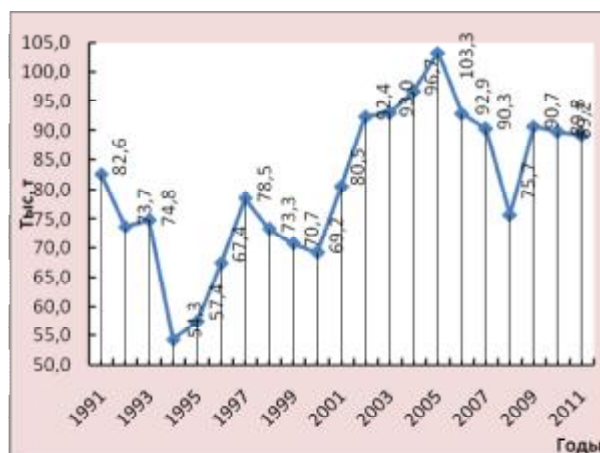


Рис. 3. Динамика производства черновой меди на медеплавильном заводе (2011 г. – прогноз)

тырьми печами кипящего слоя; цеха выщелачивания, включающего 22 реактора и 18 сгустителей; цеха электролиза и плавильного отделения для получения чушкового цинка; вельц-цеха для вельцевания цинковых кеков и получения возгонов; сернокислотного цеха, работающего на отходящих газах, производительностью 140 тыс. т серной кислоты в год; кадмиевого цеха.

Перспективы развития комбината. В целях дальнейшего наращивания объемов производства цветных и драгоценных металлов за счет расширения сырьевой базы комбината, внедрения передовых технологий переработки руд, комплексного извлечения полезных компонентов, обеспечения сопряженности действующих добывающих и перерабатывающих производственных мощностей, освоения производства новых видов продукции, востребованной на внутреннем и внешнем рынках, наращивание экспортного потенциала комбината Постановлениями Президента Республики Узбекистан утверждены Программы модернизации, технического и технологического перевооружения производства ОАО «Алмалыкский ГМК» на периоды 2007-2012 гг., 2009-2014 гг., 2011-2015 годы. В настоящее время поставленные задачи Программ по инвестиционным проектам на комбинате успешно реализуются, а строительство и пуск нижеследующих объектов полностью завершены:

1. Отработка полиметаллических руд месторождения Хандиза, закончено строительство и осуществлен пуск подземного рудника по добыче 650 тыс. т полиметаллических руд (свинец-цинк-медь), транспортировка этой руды на обогатительную фабрику, работающую по бесцианидной технологии переработки, где используются другие реагенты, обеспечивающие производственные показатели извлечения всех металлов. Полученные сульфидные концентраты направляются по железной дороге в г. Алмалык для дальнейшей металлургической переработки на предприятиях комбината.

2. Техническое перевооружение флотационного отделения секций 10-12 главного корпуса медно-обогатительной фабрики на базе энергосберегающих технологий. Осуществлена полная замена старых флотационных машин на современные высокопроизводительные флотационные машины РИФ-25 и РИФ-45 производства СП ЗАО «ИВС» (Россия). Внедрение энергосберегающей технологии при повышении перерабатывающих мощностей обеспечило снижение эксплуатационных затрат. В настоящее время реализуются проекты Программы модернизации, технического и технологического перевооружения производства комбината на 2011-2015 гг., включающие:

1. Строительство нового сернокислотного цеха на медеплавильном заводе, планируется строительство технологической линии, обеспечивающую глубокую схему переработки газов металлургического

передела медеплавильного завода. Внедрение современной технологии одинарного контактирования, которая в отличие от схемы двойного контактирования позволит перерабатывать металлургические газы кислородно-факельной печи и конверторов с переменной (от 4 до 11%) концентрацией диоксида серы. Использование последних достижений в области проектирования, технологии и оборудования, новейших конструкционных материалов, обеспечат надежность работы цеха. В результате увеличится объемы утилизации отходящих газов, что позволит получить дополнительную серную кислоту, снизить выбросы сернистого ангидрида в атмосферу, тем самым улучшит экологическую ситуацию в регионе.

2. Реконструкция отделений дробления и измельчения медной обогатительной фабрики, внедрение прогрессивной технологии рудоподготовки с применением мельниц полусомоизмельчения обеспечит прирост производственной мощности МОФ, что позволит увеличить выпуск меди в концентрате, экономическую эффективность от снижения затрат на нормируемые материалы, т.е. снижение удельных норм расхода на 1 т. руды по электроэнергии, по-мольным шарам, футеровки стальной.

3. Вовлечение в отработку забалансовых отвальных руд месторождения «Кальмакыр». Предусмотрено строительство на площадке, прилегающей к отвалам забалансовых руд, комплекса рудоподготовки двухстадийного измельчения руды в шаровых мельницах полусомоизмельчения мощностью 4 млн. т. руды в год с подачей помола по пульпопроводу на медно-обогатительную фабрику на стадию флотации.

Реализация проекта обеспечит вовлечение в переработку забалансовые сульфидные отвальные руды месторождения Кальмакыр, что позволит увеличить производство меди, улучшит экологическую обстановку в регионе за счет сокращения объема техногенных отходов.

4. Реконструкция и расширение рудника «Кальмакыр» позволит решить вопросы увеличения добычи медно-молибденовой руды с выходом на проектную мощность (2013 г.), стабильного содержанием меди, молибдена, а также других попутных цветных и благородных металлов, ликвидации отставания вскрышных работ и приведения нормативов вскрышных и подготовленных запасов руды в соответствии требованиям Закона Республики Узбекистан «О недрах», инструкции Государственной инспекции Республики Узбекистан «Саноатконтехназорат», стабилизации горной ситуации, обновления изношенного горнотранспортного оборудования, бульдозерной техники и др. Расширение рудника неразрывно связано с переносом 3-х и 2-х путных железнодорожных спиральных съездов в районе северного борта Центрального карьера, которое в настоящее время полностью реализовано. Предусматривается сосредоточение вскрышных работ, выпол-

няемых автосамосвалами на юго-восточном борту карьера «Вскрышной».

5. Расширение и реконструкция карьера «Сары-Чеку» обеспечит доведение мощности карьера по добыче медно-молибденовой руды в 2015 году на 1 млн. т больше проектной, что создает возможность выпуска товарной продукции и в первую очередь меди, в объемах предусмотренных Программой «Модернизации технического и технологического перевооружения производства ОАО «Алмалыкский ГМК» на период 2009-2015 гг.». Одновременно ликвидируются отставания вскрышных работ и приведение нормативов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды в соответствии требованиям Закона Республики Узбекистан «О недрах», инструкции Государственной инспекции Республики Узбекистан «Саноатконтехназорат», стабилизируется горная ситуация и производственные процессы, обеспечиваются ритмичное выполнение прогнозных параметров добычи руды, обновляется изношенная бульдозерная техника, горнотранспортное оборудование, реконструкция верхнего строения железнодорожных путей от станции Саукбулак (карьер Сары-Чеку) до свинцовой обогатительной фабрики.

6. Модернизация и техническое перевооружение энергетических и инженерных объектов включает следующие проекты: техническое перевооружение систем оборотного промышленного водоснабжения и теплоснабжения на базе энергосберегающих технологий; техническое перевооружение объектов энергоснабжения с внедрением автоматического управления учета энергоресурсов и процессов производства; техническое перевооружение технологического автомобильного и железнодорожного транспорта; техническое перевооружение кислородной станции. Проекты программы подлежащих к реализации в ближайшей перспективе:

7. Строительство свинцового завода. В связи с пуском обогатительной фабрики Хандизинской ГОК по переработки полиметаллических (свинец, цинк, медь) руд получается свинцовых сульфидный концентрат, для переработки которого совместно с свинецсодержащими отходами металлургического производства комбината планируется построить на базе новой автогенной технологии компактный свинцовый завод производственной мощностью 15 тыс. т рафинированного свинца в год. При этом ожидается дополнительно получить драгоценные металлы и серную кислоту.

8. Строительство подземного рудника на месторождении «Кайрагач». Месторождение «Кайрагач» находится в 15 км. от г. Ангрен, строительство рудника на нем предлагается осуществить для выполнения выбывающих мощностей шахты «Семгугран» и недопущения снижения объемов производства драгоценных металлов. Отоработка месторождения будет вестись подземным способом со строительством 3-х выдачных штолен на горизонтах. Технологи-

ческий процесс производства горных работ заключается в бурении в горном массиве буровыми станками скважин диаметром до 110 мм по сетке 1,5х2 м., глубиной 5-10 м. в зависимости от применяемой системы отработки. Скважины заряжаются гранулированными ВВ. Для доставки руды и пустой породы до пункта погрузки в очистном пространстве приняты скреперные лебедки и погрузочно-доставочные машины (ПДМ). Доставленная руда и пустая порода по рудоспускам подаются на концентрационные горизонты и электровозным транспортом в вагонетках емкостью 0,84-2,2 м³ выдаются на дневную поверхность. Руда разгружается на складе, затем автотранспортом перевозится для переработки на золотоизвлекательную фабрику Ангренского рудоуправления, пустая порода размещается в отвалах.

9. Реконструкция цинкового завода, работающего более сорока лет, а до 2011 года в основном на толинговом цинковом сырье, в связи с производством собственного цинкового на обогатительной фабрике Хандизинского ГОК, который в настоящее время перерабатывается на заводе, будет подвергнут реконструкции включающей: строительство нового цеха электролитического осаждения цинка, реконструкцию плавильного отделения катодного цинка; строительство нового сернокислотного цеха, обеспечивающего утилизацию серосодержащих газов обжига сульфидного цинкового сырья.

10. Реконструкция литейного и механосборочного цехов Центрального ремонтно-механического завода (ЦРМЗ). Реконструкция литейного цеха ЦРМЗ предусматривает замену существующих печей на термопечи большой единичной мощности ДС5-МТ с автоматизированным управлением и системой газоочистки. Это позволит увеличить номенклатуру и объем импортозамещающей продукции, в том числе футеровки дробилок, мельниц МШР и МШЦ, а также деталей ковша экскаватора ЭКГ.

Реконструкцией механосборочного цеха предусматривается расширения здания экскаваторного участка с установкой современных металлообрабатывающих станков: горизонтально-расточного станка ИС-3500, токарно-карусельного 1563 и токарно-винторезного ТЦГ, что позволит организовать обработку литья, полученного в результате модернизации литейного цеха – рабочие органы дробилок КСМД и ККД.

Реализация представленных инвестиционных проектов с учетом пуска предприятий Хандизинского ГОК обеспечит рост выпуска товарной продукции в 2015 г. по отношению к 2008 г.: медной – в 1,6 раза драгоценных металлов – в 1,4 раза, цинка металлического – в несколько раз и серной кислоты – в 1,7 раза.

В год празднования двадцатилетия независимости Республики Узбекистан коллектив Алмалыкского ГМК с оптимизмом смотрит в будущее.

РАЗВИТИЕ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ В ТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМЕ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ КРУТОНАКЛОННЫХ КОНВЕЙЕРОВ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Шеметов П.А.**, советник генерального директора НГМК, докт. техн. наук

Известно, что увеличение глубины карьеров и протяженности трассы подъема в общем расстоянии перевозок отрицательно сказывается на технологических показателях работы большегрузного карьерного автотранспорта. Так, при увеличении глубины карьера Мурунтау от 100 до 400 м производительность автосамосвалов грузоподъемностью 40 и 110 т снизилась соответственно в 2,0 и 2,9 раз. При дальнейшем увеличении глубины карьера до 600 м попытки стабилизировать основные показатели карьерного автотранспорта путем увеличения грузоподъемности до 136; 170; 190 т дали временные желаемые результаты. В настоящее время глубина карьера Мурунтау составляет более 600 м, а перспективная оценивается в 950...1000 м, что еще более обостряет проблемы транспортировки горной массы из-за больших расстояний откатки.

Одним из главных направлений повышения экономичности работы глубокого карьера Мурунтау является применение циклично-поточной технологии (ЦПТ) на основе комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта с использованием технических, технологических и организационных решений по обеспечению проектной мощности, дальнейшего развития поточной технологии с применением крутонаклонных конвейеров (КНК), оптимального использования различных видов транспорта в отдельных технологических зонах и этапах разработки карьера.

Монтаж первой конвейерной линии (КЛ) комплекса ЦПТ производства вскрышных работ на карьере Мурунтау закончен в октябре 1984 г., дробильно-перегрузочного пункта (ДПП-1) на гор.+ 465 м – в марте 1985 г., ДПП-2 на гор.+435 м – в феврале 1986 г., ДПП-3 на гор.+405 м – в мае 1989 г. Период времени между окончанием строительства первой (конвейерной линии) КЛ и ДПП-1 использовали для опробования оборудования и обучения обслуживающего персонала в работе с грохотильно-перегрузочным пунктом.

Общий объем горной массы, выданный по КЛ комплекса ЦПТ с начала эксплуатации (на 01.01.11 г.), составляет около 500 млн. м³, в том числе руды разных сортов около 900 млн. т. Удельный вес объемов (руды и вскрышной породы), выданной из карьера с помощью ЦПТ, составляет 59,3%, а с горизонтов карьера, имеющих транспортную связь с концентрационными горизонтами, более 85,0%. Применение ЦПТ позволило сократить расстояние автоперевозок горной массы по карьере на 30-40%, снизить высоту

её подъема самосвалами на 50-70%, сэкономить затраты на эксплуатацию в сравнении с автомобильным транспортом, уменьшить загазованность в карьере.

Позднее, в 2007 г., для отработки принципиально новых технических решений поточного звена ЦПТ был построен и введен в эксплуатацию опытно-промышленный дробильно-перегрузочный комплекс с технической производительностью 2000 м³/ч. В состав опытного комплекса входили двухвалковая шнеко-зубчатая дробилка ДШЗ-1300/300 и межступенный крутонаклонный конвейер (КНК-30).

Внедрение КНК-30 позволило приобрести в промышленных масштабах опыт эксплуатации двухленточного конвейера типа «сэндвич» с прижимной лентой, способной транспортировать руду под углом 40° к горизонту, уточнить технологические и конструктивные решения по шнеко-зубчатой дробилке и КНК, а полученные результаты эксплуатации учесть в проекте КНК-270.

В период работы КНК-30 с 2007 по 2009 гг. были уточнены технические решения по оптимизации развития горных работ в IV и V очередях карьера Мурунтау на базе совершенствования технологических процессов и использования в составе комплексов ЦПТ КНК. Введенный в эксплуатацию в марте 2011 г. комплекс ЦПТ-руда с комплексом КНК-270 на северо-восточном борту карьера Мурунтау (рис. 1) предусматривает применение новых решений на базе опытно-промышленных образцов крутонаклонного конвейера, дробильно-перегрузочного пункта (ДПП) и погрузчика штабелеукладчика скального ПШС-3500.

Конвейерные секции КНК размещаются на подерживающих опорах, расположенных на предохранительных бермах (рис. 2) отстроенного участка борта карьера.

Обслуживание линейных секций предусмотрено специальной радиоуправляемой грузовой ремонтной тележкой, перемещающейся по металлоконструкциям КНК, передвижение обслуживающего персонала вдоль линейных секций КНК предусмотрено по одноканатной маятниковой дороге.

Срок строительства крутонаклонного комплекса составил 12 месяцев, пуско-наладка - 3 месяца. Весь проект по строительству и запуску комплекса КНК-270 был закончен с опережением графика. Капитальные вложения при строительстве комплекса КНК-270 составили 108963 млн. сумов (млн. долл. США), в том числе на оборудование - 78 104 млн. сумов, на строительно-монтажные работы - 27187 млн. сумов.

Укрупненная оценка развития ЦПТ в транспортной системе глубокого карьера Мурунтау с применением крутонаклонных конвейеров показывает, что объемы инвестиций на внедрение комплекса КНК-270 ниже на 1,5 млн. долл. США, а на эксплуатационные расходы на 2,7 млн. долл. США/год, чем на развитие автомобильного технологического транспорта. Внедрение схемы с комплексом КНК-270, при менее низких капитальных вложениях имеет также более низкие текущие затраты на эксплуатацию, связанные со сниженной потребностью в самосвалах, водителях и обслуживающем персонале. Таким образом, комплекс КНК-270 предпочтителен даже в краткосрочной перспективе.

Пуск в эксплуатацию нового транспортного комплекса в составе дробильного пункта перегрузки руды, доставляемой автосамосвалами, на крутонаклонный конвейер с высотой подъема 270 м и поверхностного пункта перегрузки руды с конвейеров в железнодорожные составы является наиболее важной вехой в развитии транспортной системы в глубоком карьере Мурунтау за последнее десятилетие. Комплекс КНК-270 позволяет повысить конкурентность добываемых сырьевых ресурсов открытым способом добычи в сравнении с подземным способом по глубине разработки и полноте использования недр и дает возможность довести глубину карьера по проекту 4-ой очереди до 675 м, а по проекту 5-ой очереди – до 950 м.

Все работы, связанные с выбором положения трассы комплекса КНК-270, оценки устойчивости борта в зоне расположения крутонаклонного конвейера, теоретические расчеты, обоснования параметров и технических характеристик КНК выполнены специалистами Института «Узгеорангметлит» (г. Ташкент), ВНИПИПТ (г. Москва), УкрНИИпроект (г. Киев), оборудование изготовлено на ЗАО «Новокраматорский машиностроительный завод».

Характеристика транспортируемой горной массы через КНК и техническая характеристика элементов комплекса КНК-270 в карьере Мурунтау приведены в табл. 1.

Реконструкция транспортной системы предусматривает размещение комплекса КНК-270 на северо-восточном борту карьера Мурунтау с полустационарным ДПП, перегрузочной площадкой со складом руды объемом до 30,0 тыс. т. на гор. +300 м. По гор. +285 м формируется транспортная берма, обеспечивающая грузотранспортную связь ДПП с рабочими зонами на северном и южном бортах карьера Мурунтау. Полустационарный ДПП комплекса КНК-270 размещен на целике с откосом $45^{\circ}...50^{\circ}$ на гор. +285...+300 м. Ширина автодороги для движения технологического автотранспорта к ДПП составляет 30 м. Рабочая площадка ДПП с бульдозерным складом горной массы, предназначенным для сглаживания неравномерности подачи груженых самосвалов из карьера, служит для подъезда и разгрузки карьерных автосамосвалов (рис. 3). Разгрузка автосамосвалов производится в приемный бункер, емкостью до 300 т.

В соответствии с данной схемой на северо-восточном борту карьера организован новый рудный перегрузочный пункт карьера (ППК-3), являющийся составной частью КНК-270 по которому транспортируется балансовая руда из карьера в объеме до 14 млн. т. в год. В состав перегрузочного складского комплекса входят: конвейер складской КС-3500; погрузчик штабелеукладчик скальный ПШС-3500; штабели оперативного (конвейерного) склада, автомобильного склада; экскаваторы ЭКГ-10.

Совместная емкость оперативного и автомобильного склада обеспечивает 5,6 суточных запасов отгрузки руды. Поток руды, выданный КНК-270 на гор. +555 м с карьера, перегружается на конвейер склада. Далее по автостелле руда поступает на конвейер погрузчика штабелеукладчика скального ПШС-3500, который перемещается вдоль складского конвейера КС-3500 и обеспечивает непрерывную погрузку руды в думпкары или укладку руды в штабель склада. Имеется возможность дальнейшего углубления ввода комплекса КНК в карьер еще на 180 м, при установке



Рис. 1. Общий вид на комплекс КНК-270



Рис. 2. Расположение поддерживающей опоры и конвейерной линейной секции КНК на предохранительной берме

КНК-180. Применение на перегрузке руды с конвейерного в железнодорожный транспорт специально сконструированного для этих целей погрузчика-штабелеукладчика ПШС-3500 (рис. 4) позволяет значительно сократить время простоя железнодорожного состава под погрузкой. Вместо 45 min при погрузке состава экскаваторами время загрузки состава погрузчиком-штабелеукладчиком снижается до 18 min за счет использования прямоточной загрузки. Прямоточная погрузка в думпкары обеспечивает производительность до 50,6 тыс. t руды/d. При сбоях в поступлении думпкаров поток руды направляется в штабель автомобильного буферного склада, с которого отгружается экскаваторами в думпкары. Такая комбинированная схема наиболее рационально сочетает высокую готовность перегрузочно-складского комплекса к приему руды от КНК и отгрузки её на Гидрометаллургический завод № 2. Увеличивается производительность железнодорожного транспорта, действующего на доставке руды до завода, прежде всего, за счет сокращения времени погрузки и сокращения расстояния транспортирования, так как новый ППК-3 расположен на 2,3 km ближе к ГМЗ-2, чем старый ППК-2 (рис. 5, этап I).

В настоящее время организована выдача из технологической зоны юго-восточного борта карьера Мурунтау на ДПП КНК-270 вскрышных пород. При этом на складе ППК-3 задействован один экскаватор типа ЭКГ-10 и 2-3 единицы автосамосвалов с вывозом породы вскрыши на отвалы. В марте-июне текущего года через комплекс КНК-270 выдано около 500,0 тыс. m³. Транспортная цепочка в карьере Мурунтау в составе ДПП-1, ДПП-2 – КЛ-1–ППК-2 (рис. 5, этапы I, II) представляет собой единую схему доставки руды из карьера на поверхность, дополнительным звеном является КЛ № 3 с ДПП-3 на базе шнекозубчатой дробилки, предназначенной для транспортировки на ППК-2 руды из внешнего склада. При этом применение в транспортной схеме карьера КЛ с ДПП обеспечивает минимальные расстояния транспортирования руды автосамосвалами. Аналогичная ситуация сложилась и с вскрышным грузопотоком, который через комплекс ДПП-1, ДПП-2 – КЛ-2 направляется в отвал.

Из технологической зоны северного борта карьера горная масса начнет поступать на КНК-270 в IV кв. 2011 г. после создания транспортной коммуникации с концентрационным горизонтом ДПП-4 комплекса КНК-270.

В 2011 г. КНК загружается породой, а руда из юго-восточной зоны карьера подается через КЛ-1 существующего комплекса ЦПТ на ППК-2. Основной объем руды отгружается на ППК-2 с внешнего склада через КЛ-3. Объем отгрузки руды из склада на 2011 г. по предварительным проработкам довольно высок (35% от плановой переработки руды на ГМЗ-2). Таким образом, работа существующего ППК-2 предусматривается ориентировочно до середины 2012 года, после чего он будет ликвидирован. За это время необходимо выполнить отгрузку руды с юго-восточных внешних

Таблица 1

Характеристика транспортируемой горной массы и элементов комплекса КНК-270

Транспортируемая горная масса	
- транспортируемый материал	скальная масса
- granulометрический состав материала, mm	0-300 (60%), 300-1200 (38,5%), более 1200 (1,5%)
- размер куска после дробления, не более, mm	300
- плотность, t/m ³	2,6
- насыпная плотность, t/m ³	1,75
- предел прочности на сжатие, МПа	до 250
- прочность на растяжение, МПа	до 20
- коэффициент крепости по М. Протодьяконову	7÷15
- содержание SiO ₂ , %	35÷80
Крутонаклонный конвейер КНК-270	
- производительность:	
техническая, t/h, (m ³ /ч)	3500 (2000)
эксплуатационная, млн.t/год	14
- длина КНК (в т.ч. наклонной части), m	960 (483)
- высота подъема руды, m	270
- ширина ленты, m	2
- подводимое напряжение, kW	6
- угол наклонной части конвейера, град.	37
- скорость движения ленты конвейера, m/s	3,15
- общая протяженность транспортирования, m	1285
Дробильно-перегрузочный пункт (ДПП)	
Емкость загрузочного бункера ДПП, t	до 300
Грузоподъемность разгружаемых автосамосвалов, t	до 200
Тип дробилки	ДПЗ-1300/300
- производительность техническая, m ³ /h, (t/h)	2000 (3500)
- максимальный размер принимаемых кусков, mm	≤1300
- размер кусков дробленого продукта, шт	-300
- частота вращения шнеков, об/min	23
Конвейер складской (КС-3500)	
- производительность, t/h, (m ³ /h)	3500 (2000)
- скорость движения ленты конвейера, m/s	3,15
- длина конвейера, m	325
- подводимое напряжение, kW	6
Погрузчик штабелеукладчик скальный (ПШС-3500)	
- ширина колеи ПШС, mm	4250
- расстояние между осью складского конвейера и осью штабеля склада, mm	26,5
- высота штабеля от уровня головки рельса, m	12,7
- подводимое напряжение, В	380
Отгрузка железнодорожным транспортом	
- производительность:	
годовая, млн.t	16
суточная, тыс.t	до 53,5
- число отсыпных штабелей склада, шт.	1
- число путей загрузки думпкаров, шт.	2
- время погрузки состава, min	18
- количество думпкаров в составе, шт.	11
- грузоподъемность думпкаров, t	105
- длина погрузочного фронта для ПШС-3500, m	340

складов через комплекс ЦПТ, разместить оборудование по отгрузке насыпей складов ППК-2 и выполнить горные работы по вскрытию руды в центральной части месторождения Мютенбай. При этом необходимо максимально воспользоваться пониженным расстоя-

нием транспортирования, т.к. после ликвидации ППК-2 оно неизбежно возрастет за счет необходимости окончательной отгрузки и подачи руды с внешнего склада на ППК-3 или ППК-1.

На сегодняшнем этапе отработки месторождения Мурунтау комплекс ЦПТ, построенный на базе стационарных КЛ и ДПП, сдерживает развитие рабочей зоны южного борта карьера, т.е. в сформировавшихся горнотехнических условиях карьера зацелен юж-



Рис. 3. Совместная работа погрузчика CAT-992 и автосамосвала CAT-785В на рабочей площадке ДПП КНК-270



Рис. 4. Погрузка руды в думпкары ПШС-3500 на перегрузочно-складском комплексе КНК-270

ный борт конвейерным подъемником комплекса ЦПТ, а юго-восточный борт – перегрузочным пунктом карьера № 2.

Кроме того, ППК-2 зацеливает центральную часть месторождения Мютенбай, сдерживая ведение горных работ одним объединенным карьером «Мурунтау – Мютенбай». Зацеливание бортов под ЦПТ и ППК-2, с одной стороны, обеспечивает развитие горных работ рудной составляющей комплекса ЦПТ и перегрузку руды с автомобильного на железнодорожный транспорт, сокращая расстояние перевозки, с другой стороны, сокращает фронт горных работ, уменьшает полезную площадь рабочего пространства, сдерживая добычу руды.

Результаты реализации масштабного инвестиционного проекта по строительству КНК-270 уже начинают проявляться в рабочем пространстве карьера Мурунтау. На южном борту карьера начиная с 4 квартала 2010 г. ведутся интенсивные работы по ликвидации строительных конструкций, выведенных из эксплуатации КНК-30 и ДПП комплекса ЦПТ на гор.+300, +375 и +405 м, и ведется экскавация первого вскрышного горизонта, направленная на поэтапную расконсервацию зацеличенных рудных участков, что позволит уже в 2012 г. начать их частичную добычу и отгрузку в переработку. Внедрение комплекса КНК-270 позволило приблизить ДПП к горизонтам добычи, тем самым сократить расстояние транспортировки горной массы автосамосвалами внутри карьера. Основной задачей в настоящее время является вывод в установленные сроки оборудования комплекса КНК-270 на предусмотренную планом производительность, что дает возможность в дальнейшем перенести на новый транспортно-перегрузочный комплекс до 45% нагрузки по отправке руды в переработку, приступить в 2012 г. к ликвидации ППК-2 и интенсификации вовлечения в отработку запасов месторождения Мютенбай. На юго-восточном борту карьера запланировано строительство наклонного конвейера с ДПП-5 – ЦПТ-порода с выдачей породы по существующему поверхностному конвейеру КЛ-2 в отвал посредством отвалообразователя (рис. 5, этап III). В результате перестановки КЛ-2 в новое положение с организацией перегрузочного пункта ДПП-5 увеличится площадь рабочего пространства для добычи руды.

Таким образом, после проведения горных работ по подготовке трассы переноса КЛ-2 могут быть начаты строительные работы по возведению конструкций ДПП-5 в интервале отметок +405...420 м и монтажу конвейерного става КЛ-2. По реконструкции карьера Мурунтау предусматривается расширение его в юго-восточном направлении и слияние с участком открытых горных работ карьера Мютенбай, а также расцеливание запасов южного борта карьера под ЦПТ-порода (рис. 5, этап IV).

Исходя из фактической горнотехнической ситуации и состояния горных работ, определен оптимальный вариант схемы вскрытия и скорректированы границы объединенного карьера Мурунтау-Мютенбай. В целом, схема вскрытия принята тупиковыми съездами с выездными траншеями, расположенными на северо-востоке, западе, юго-востоке и двумя конвейерными линиями ЦПТ-порода и КНК-270.

Месторождение Мютенбай вскрывается двумя полутраншеями, расположенными в восточной части карьера на отметке+480 м и в западной части на отметке+490 м, и далее тупиковыми съездами на его северном и восточном бортах. В рассматриваемой схеме вскрытия по ТЭО IV очереди карьеры Мютенбай и Мурунтау соединяются на отметке +375 м, ниже которой они имеют самостоятельное вскрытие.

Таким образом, дальнейшее развитие транспортной системы объединенного карьера Мурунтау – Мю-

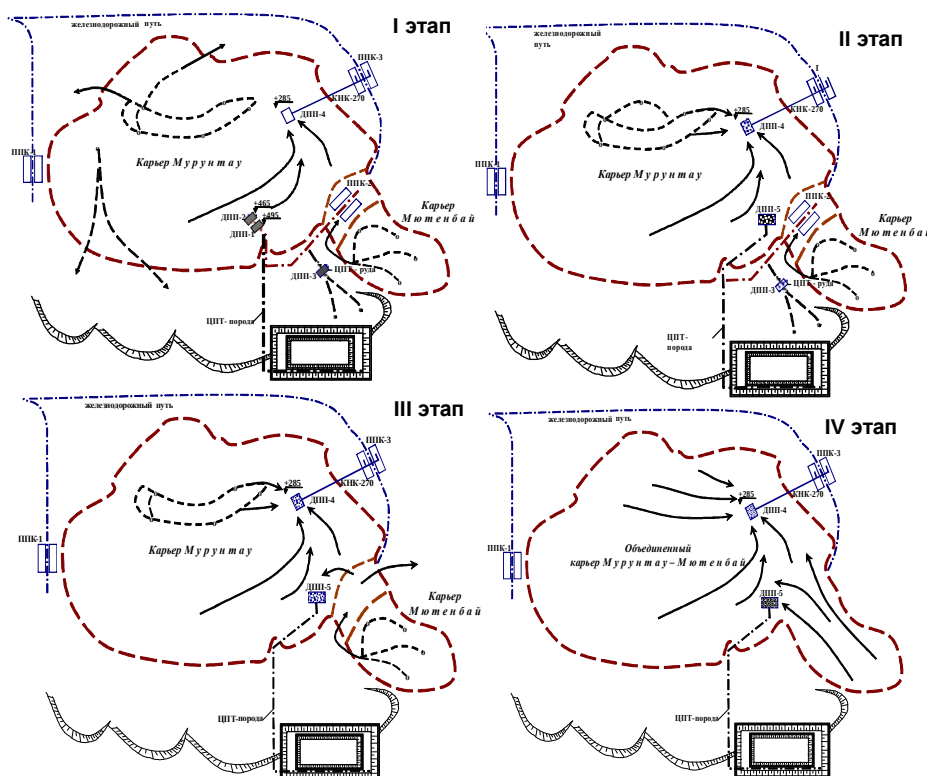


Рис. 5. Этапы развития циклично-поточной технологии в транспортной системе объединенного карьера Мурунтау - Мютенбай

тенбай связано с эксплуатацией крутонаклонного конвейера КНК-270, имеющего следующие преимущества:

- объемы инвестиций на внедрение комплекса КНК-270 ниже на 1,5 млн. долл. США, а эксплуатационные расходы ниже на 2,7 млн. долл. США/год, чем на развитие автомобильного технологического транспорта; опоры КНК устанавливаются на предохранительных бермах отстроенного участка борта карьера; конфигурация трассы КНК может сочетать участки борта карьера с различными углами наклона, сводя до минимума горноподготовительные работы;

возможен поэтапный ввод КНК в нижней зоне; ввод комплекса КНК-270 дает возможность интенсифицировать горные работы по вскрытию запасов юго - восточного и восточного бортов; исходя из фактической горнотехнической ситуации и состояния горных работ, определен оптимальный вариант схемы вскрытия и скорректированы границы объединенного карьера Мурунтау - Мютенбай;

- применение комплекса КНК-270 позволяет довести экономически целесообразную глубину разработки карьера по проекту пятой очереди до 950 м;

- продление срока существования карьера соответственно продлевает срок эксплуатации КНК и повышает экономическую эффективность его использования;

- увеличивается производительность железнодорожного транспорта, задействованного на доставке руды до завода за счет сокращения времени погрузки и сокращения расстояния транспортирования;

- применение КНК является перспективным решением транспортной задачи глубоких карьеров. На опыте работы карьера Мурунтау созданы все предпосылки для широкого внедрения в глубоких карьерах ЦПТ на базе высокопроизводительных и технологичных КНК, полустационарных ДПП и межступенных крутонаклонных перегружателей.

карьера на дневную поверхность на высоту 270 м с большой производительностью. Ситуационная схема и продольный профиль борта карьера по трассе комплекса ЦПТ-руда представлены на рис. 1 и 2.

Угол наклона КНК-270 и его составных частей определялся сложившейся конфигурацией верхней части борта. В нижней части борта, которая еще не была поставлена в предельное положение, размеры уступов при их разносе принимались из условия унификации секций КНК. Размер линейных секций КНК определялся высотой уступов.

Опоры линейных секций КНК размещаются на подошве уступов. Монтаж предусматривался последовательным спуском собранных на монтажной площадке линейных секций. КНК представляет собой двухленточный конвейер типа «сэндвич» с прижимной лентой. Высота подъема груза КНК определяется суммарной прочностью синхронно работающих двух лент. Варьируя скоростью, шириной лент и технической производительностью можно получить ту высоту подъема, которая необходима ситуативно в конкретных горно-технических условиях. Для карьера Мурунтау высота подъема одним крутонаклонным ставом принята 270 м. Имеется возможность дальнейшего понижения еще на 180 м при установке КНК-180. Таким образом, общая высота подъема в перспективе может возрасти до 450 м.

В состав комплекса ЦПТ-руда входят: бункер приема руды, включающий площадку приема автосамосвалов; питатель ленточный (ширина ленты 2000 мм); грохот колосниковый, обеспечивающий прохождение материала крупностью менее 300 мм непосредственно на конвейер; дробилка шнекозубчатая

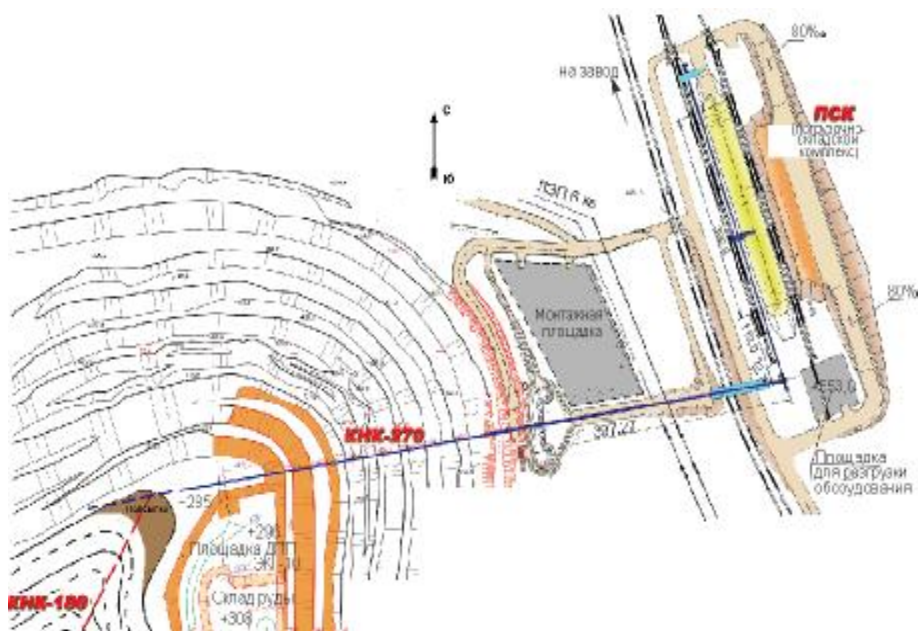


Рис. 1. Ситуационная схема комплекса ЦПТ-руда с крутонаклонным конвейером и перегрузкой в железнодорожный транспорт

ДШЗ 1300x300, обеспечивающая дробление рудного материала до крупности -300 мм; конвейер крутонаклонный КНК-270, выполняющий транспортировку материала с горизонта +285.0 м на горизонт +555.0 м; конвейер складской КС-3500; погрузчик-штабелеукладчик ПШС-3500; компьютеризированная система управления (рис. 1-11, табл. 1).

Каждый из перечисленных объектов либо уникален, либо имеет свои оригинальные решения. Начнем с КНК, который имеет угол наклона 37 градусов. Единый став объединяет наклонную и горизонтальную части.

Длина горизонтальной части определилась, исходя из технологии перегрузки руды в промышленный железнодорожный транспорт, который перевозит руду в составах из 11 думпкаров. Приводы трех барабанов имеют восемь электродвигателей мощностью по 630 kW каждый. Их необходимо равномерно загрузить, обеспечить плавный пуск и синхронность скоростей двух лент. Длина крутонаклонной части КНК составляет 480 м и состоит из 12 линейных секций. Монтаж

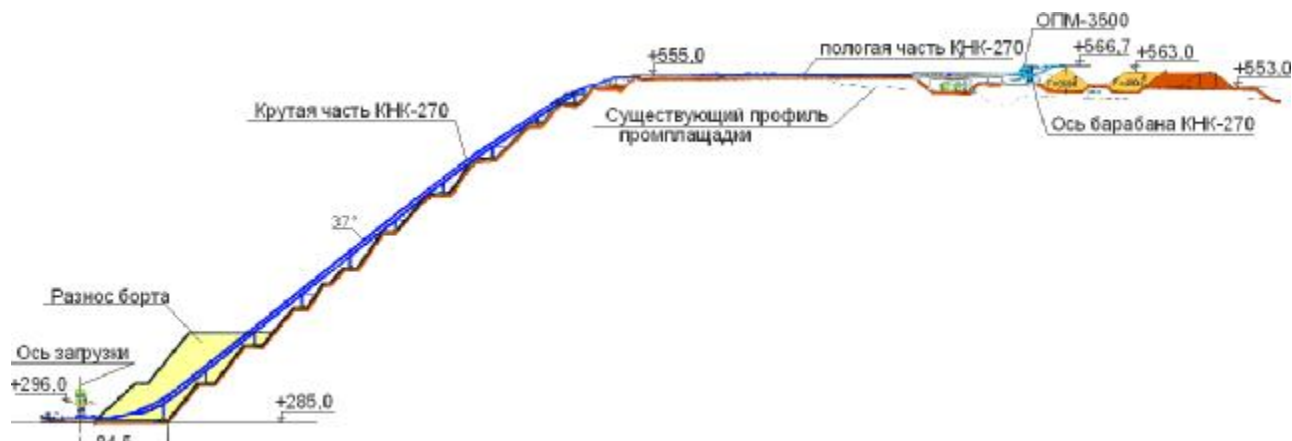


Рис. 2. Продольный профиль борта карьера по трассе комплекса ЦПТ - руда с КНК-270

линейных секций длиной до 55 м и массой до 84 т производился при помощи автокранов. Обслуживание линейных секций предусмотрено специальной ремонтной тележкой, которая перемещается по металлоконструкциям КНК подъемной машиной, размещенной в зоне приводной станции. Для доставки людей на дробильно-перегрузочный пункт (ДПП) и по КНК предусмотрена канатная дорога. Применение стандартных конвейерных лент позволило унифицировать составные части КНК с конвейерами существующего комплекса ЦПТ.

Обе ленты КНК приводятся в движение со скоростью 3,15 м/с групповым электроприводом, который имеет следующую схему: два барабана грузонесущей ленты 4х630+2х630 и один барабан прижимной ленты 2х630 кВт. Привод прижимной ленты расположен на расстоянии более 300 м. Технические решения по электроприводу обеспечивают: плавный пуск, перераспределение нагрузки между всеми двигателями и корректировку скорости прижимной ленты для синхронизации совместного движения лент. В процессе наладки относительная скорость двух лент находилась на уровне до 3 мм/с, т.е. несинхронность составляет 0,1%.

В ДПП установлена шнекозубчатая дробилка, которую можно отнести к энергосберегающему оборудованию,

так как ее принцип действия предусматривает ударное раскалывание негабаритных кусков, а не их раздавливание путем сжатия в действующих конусных дробилках. Система управления АСУ комплекса «ЦПТ-руда» полностью компьютеризирована, имеет диагностические средства, которые помогают как при технологических режимах работы, так и при запусках комплекса отыскании неисправностей в случаях аварийной остановки, а также дает богатый материал для учета и анализа работы оборудования комплекса и персонала. Наблюдение за состоянием и ходом технологического процесса, а также управление, вплоть до запуска отдельного привода на машинах комплекса, осуществляется с экрана компьютера в центральном пункте управления ЦПУ и операторских панелей с графическим дисплеем в кабинах ДПП и ПШС. Предусмотрен новый вид остановки линии комплекса – прямоточная программная, от места его формирования до разгрузки. При программной остановке вначале отключается питатель ДПП, затем с выдержкой времени последовательно дробилка, крутонаклонный конвейер, складской конвейер и реверсивный конвейер ПШС. Выдержки времени обеспечивают разгрузку дробилки и всех конвейеров. В результате вся линия освобождается от горной массы и облегчается следующий пуск, что особенно важно для КНК с его приводами мощностью 5000 кВт. Сохранена и экстренная противоточная остановка для тех случаев, когда прямоточная программная остановка недопустима (например, от аварийного тросового выключателя).

Все операции фиксируются в журнале событий программируемых логических контроллеров (ПЛК) и компьютерах ЦПУ, что позволяет восстанавливать ретроспективу предшествовавших событий. При отказе составных частей АСУ выполняется ее диагностика, по результатам которой указывается конкретный элемент, подлежащий восстановлению. Для обучения персонала, тестирования программно-технических средств, отладки новых функций и изменений в программах предусмотрен сервисный стенд. Обслуживающий персонал имеет ограничения по доступу к имеющимся функциям в соответствии со своей квалификацией и должностными обязанностями. Машины имеют доступ только к управлению, ремонтники и наладчики - к тестированию, уставкам, замещению и игнорированию.

Таблица 1

Технические характеристики КНК применяемых на карьере мира

Место эксплуатации	Год ввода	Транспортируемый материал, плотность, т/м ³	Производительность, т/ч	Угол наклона, градус	Высота подъема, м	Длина, м	Скорость движения ленты, м	Ширина ленты, мм
Beth Energy Mines, США	1991	Каменный уголь, 0,8	726	90	76,2	90,2	2,8	1372
Island Greek, США	1992	Отходы угля, 1,28	454	До 41	174,8	454,2	2,3	914
Cementos Veracruz, Мексика	1992	Горячий клинкер, 1,36	715	35	41,3	198,9	1,7	1219
Montague SYS, США	1993	Каменный уголь, 0,88	1950	57	59,4	90,8	3,7	1829
Turris Coal Co., США	1993	Каменный уголь, 0,88	1361	90	103	113	4,6	1524
Perini, США	1993	Вскрыша, 1,1-1,3	1266	90	70,1	83,8	3,6	1372
Colver PWR Plant, США	1994	Каменный уголь, 1,12	260	До 60	48,5	75	2,3	762
Qualitech still, США	1998	Железная руда, 2,2	180	68	67,6	91	1,2	914
Tera Nova, Мексика	2000	Медная руда.	2500	35	34	79	2,66	1524
Мурунтау, Узбекистан	2007	Золотосодержащая руда, 2,6	3500	40	30	75	3,15	2000
Мурунтау, Узбекистан	2011	Золотосодержащая руда, 2,6	3500	37	270	960	3,15	2000

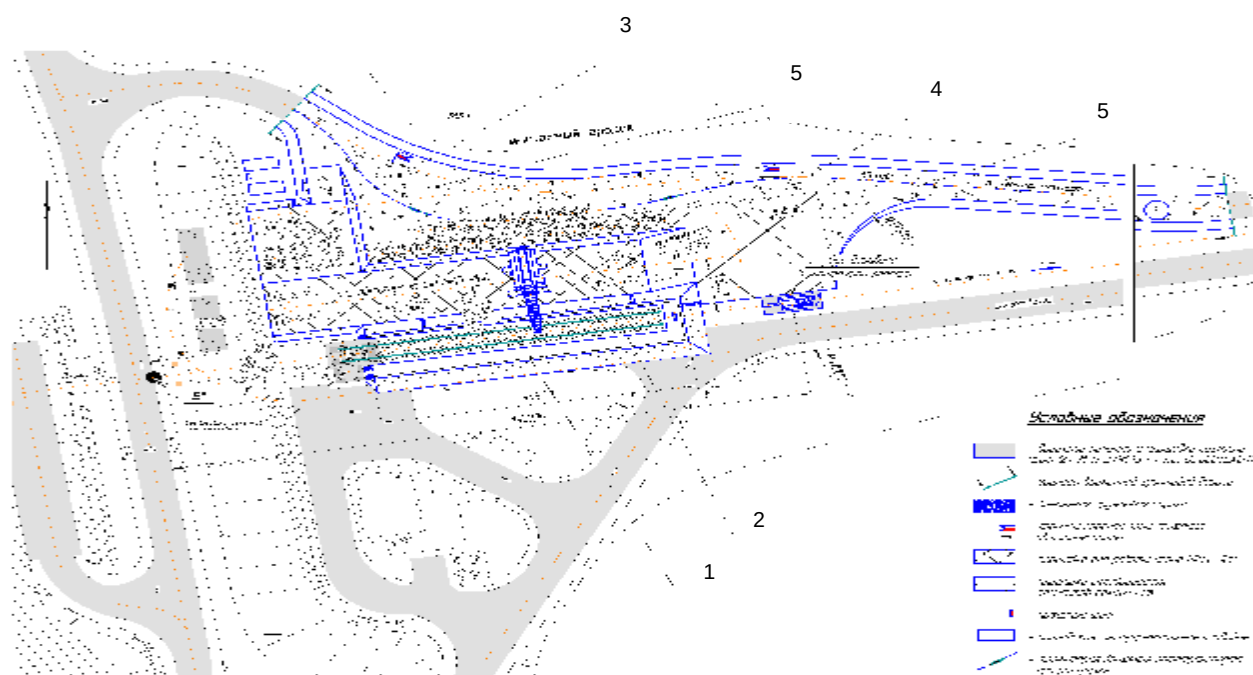


Рис. 3. Схема организации монтажной площадки на борту карьера Мурунтау (отм. +555.0): 1 - стенд сборочный; 2 - рабочая площадка крана МКГС-100; 3 - площадка складирования конструкций; 4 - площадка складирования материалов и конструкций; 5 - временные автодороги и подъездные пути

нию отдельных данных на период восстановления работоспособности периферии (так называемой «полевой автоматики»). Администратор обеспечивает идентификацию и формирование доступа персонала согласно разграничению обязанностей. Все остальные пользователи (гости) имеют доступ только к просмотру данных и состоянию оборудования. Очень наглядными и полезными для оптимизации работы групповых электроприводов из 8-ми двигателей, оборудования и всей технологии оказались тренды, которые графически в масштабе отражают наиболее важные процессы в текущее

время и в прошлые смены на протяжении более месяца. Проект комплекса «ЦПТ-руда» создавался ведущим проектным институтом «УкрНИИпроект» (Украина) по техническим заданиям (ТЗ) специалистов Навойского ГМК. Ему содействовал проектный институт «Узгеорангметлити» (Узбекистан). Разработка и изготовление основного технологического оборудования, в том числе КНК и ПШС, выполнены специалистами ЗАО Новокраматорский машиностроительный завод «НКМЗ» (Украина).

Компьютерная система управления АСУ создана усилиями «Констара» (Украина), «SC Krona»

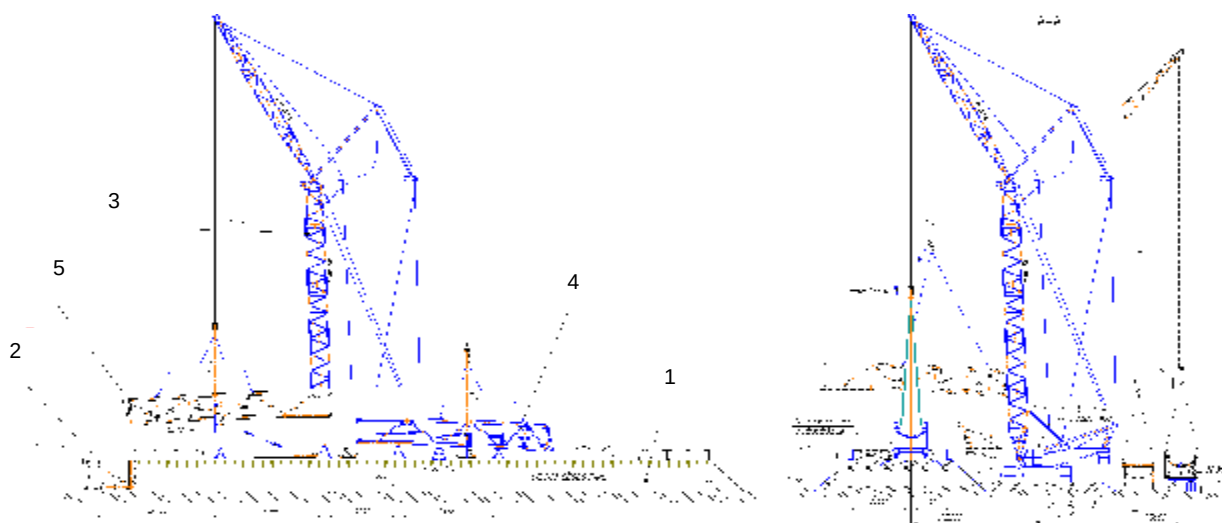


Рис. 4. Сборка линейной секции конвейера КНК-270 в монтажные узлы на сборочном стенде: 1 - сборочный стенд; 2 - якорная секция; 3 - кран МКГС-100; 4 - правая половина секции; 5 - левая половина секции

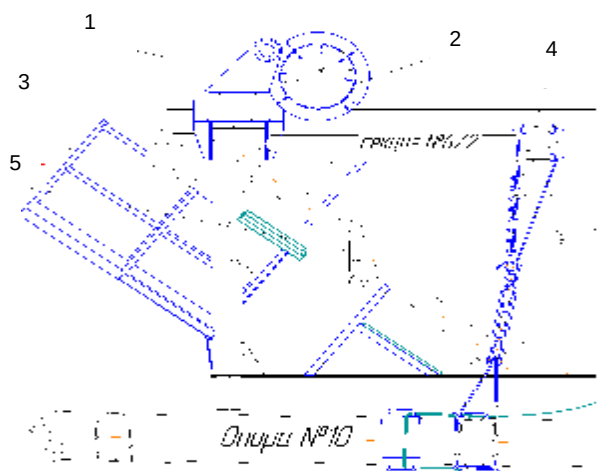


Рис. 5. Схема установки монтажной оснастки и приспособлений при подготовке секции к спуску: 1 – балка монтажная; 2 – траверса балансирующая; 3 – площадка монтажная; 4 – строп временного крепления вертикальной опоры; 5 – щит настила

(Латвия) и института «УкрНИИпроект». Оборудование поставлялось компанией ALTEKO ACTION TRADE в течение 2-х лет от даты утверждения ТЗ. Строительно-монтажные работы выполнялись в течение года, а пуско-наладочные работы завершены за 100 дней после окончания монтажных работ. Первый пробный запуск комплекса ЦПТ-руда выполнен 28 декабря 2010 г., а презентация и торжественная передача в опытную эксплуатацию состоялась 17 марта 2011 г. Опыт эксплуатации крутонаклонных конвейеров в составе комплексов ЦПТ имеется в мировой практике открытой разработки месторождений (табл. 1). Более того, в настоящее время на зарубежных карьерах КНК начали не только дополнять, но даже вытеснять автомобильный и железнодорожный транспорт, характеризующийся более высокими капиталовложениями в оборудование, строительство дорог и обустройство инфраструктуры. Возможность применения КНК активно изучается на Ковдорском ГОКе (Россия), Центральном ГОКе (Украина). Требуемая производительность КНК-3000-3500 т/ч, углы наклонов линейной части – до 80°, высота подъема –

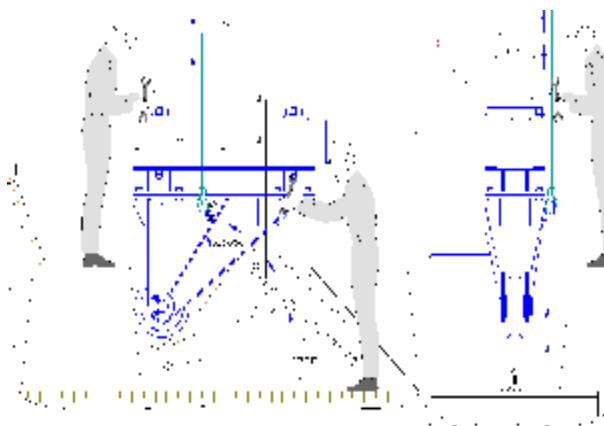


Рис. 6. Установка тележки двухколесной

до 140 м. «УкрНИИпроект» выполнено проектирование дробильно-погрузочного комплекса с КНК для алмазонасыщенных трубок компании «АЛРОСА». Специфической проблемой явился монтаж крутонаклонной части комплекса КНК, состоящей из массивных длинных секций. Проект производства работ (ППР) на монтаж КНК-270 выполнен Навоййским ГМК. Заводом-изготовителем ЗАО «НКМЗ» с учетом многолетнего опыта Навоййского ГМК в выполнении монтажных работ была предложена инструкция с изложением основных требований к монтажу пролетной части КНК. В инструкции были приведены общие указания о подготовке и рекомендуемой последовательности ведения монтажа, часть из которых была востребована при разработке ППР. При разработке ППР был принят один из возможных вариантов монтажа – спуск линейных секций КНК вниз перемещением их по рельсам с помощью монтажной лебедки, устанавливаемой на борту карьера, что и было предусмотрено в конструкции секций. На дневной поверхности карьера, в непосредственной близости от места установки якорной секции была построена площадка для предварительной сборки узлов линейных секций в монтажные узлы (рис. 3). Ввиду изменяющейся геометрии профиля борта карьера по трассе конвейера, различие габаритных размеров и масс монтажных узлов КНК, ППР для каждого следующего блока разрабатывался непосредственно перед его монтажом, с целью учета замечаний, выявленных при сборке предыдущего. Максимальные габариты монтажного блока наклонной части КНК-270: ширина – 5,0 м, высота – 3,6 м, длина – 51,0 м. Максимальная масса монтажного блока наклонной части КНК-270 – 84,0 т. При монтаже наклонной части линейных секций КНК-270 использовались следующие механизмы: Кран гусеничный МКГС-100 (Q=100 т). Краны автомобильные: КМК-6200 «KRUPP» (Q=200 т), ГМК-5200 «GROVE» (Q=200 т), ГМК-5130 «GROVE» (Q=130 т). Лебедка проходческая электрическая ЛПЭП-45 (Q=45 т). Лебедка монтажная электрическая ЛМ-10 (Q=10 т). Сборка монтажных блоков осуществлялась краном МКГС-100 на специально оборудованном сборочном стенде (рис. 4).

Для сборки монтажных блоков КНК-270, их транспортировки по рельсовому пути, стыковки линейных секций использовалась специально сконструированная монтажная оснастка (рис. 5).

Перемещение монтажных блоков по горизонтальной части рельсового пути, уложенного на сборочном стенде и по верхним балкам секций КНК-270 осуществлялось монтажной лебедкой ЛМ-10 (Q=10 т). При подготовке к спуску на линейную секцию КНК устанавливались две двухколесные тележки (рис. 6). Дальнейшее перемещение монтажных блоков по наклонной части КНК-270 осуществлялось под углом 37 градусов к горизонту под действием силы тяжести. Монтажные блоки опускались к месту монтажа при помощи лебедки

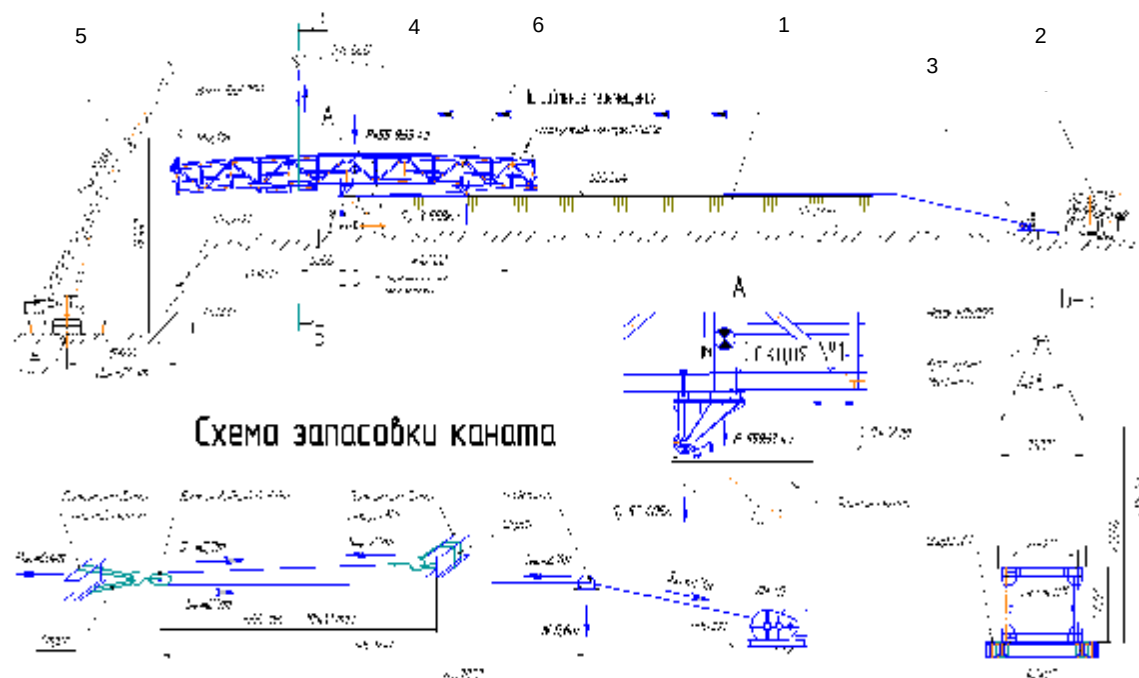


Рис. 7. Схема перемещения секции № 1 по рельсам сборочного стенда: 1 - сборочный стенд; 2 - лебедка ЛПЭП-45; 3 - лебедка ЛМ-10; 4 - крюк крана МКГС-100; 5 - кран ГМК-5130; 6 - секция конвейера

ЛПЭП-45 ($Q=45$ t) (рис. 7). Проектные опоры каждого монтажного блока устанавливались в шарниры секций на сборочном стенде, временно крепились к нижним балкам секций и транспортировались к месту монтажа вместе с монтажным блоком. Во время монтажа каждой секции опора опускалась в вертикальное

положение и устанавливалась на фундамент (рис. 8). При монтаже каждой секции КНК-270 использовалось три автомобильных крана: КМК-6200 «KRUPP» ($Q=200$ t), ГМК-5200 «GROVE» ($Q=200$ t), ГМК-5130 «GROVE» ($Q=130$ t), помощи лебёдки ЛПЭП-45 ($Q=45$ t) (рис. 7).

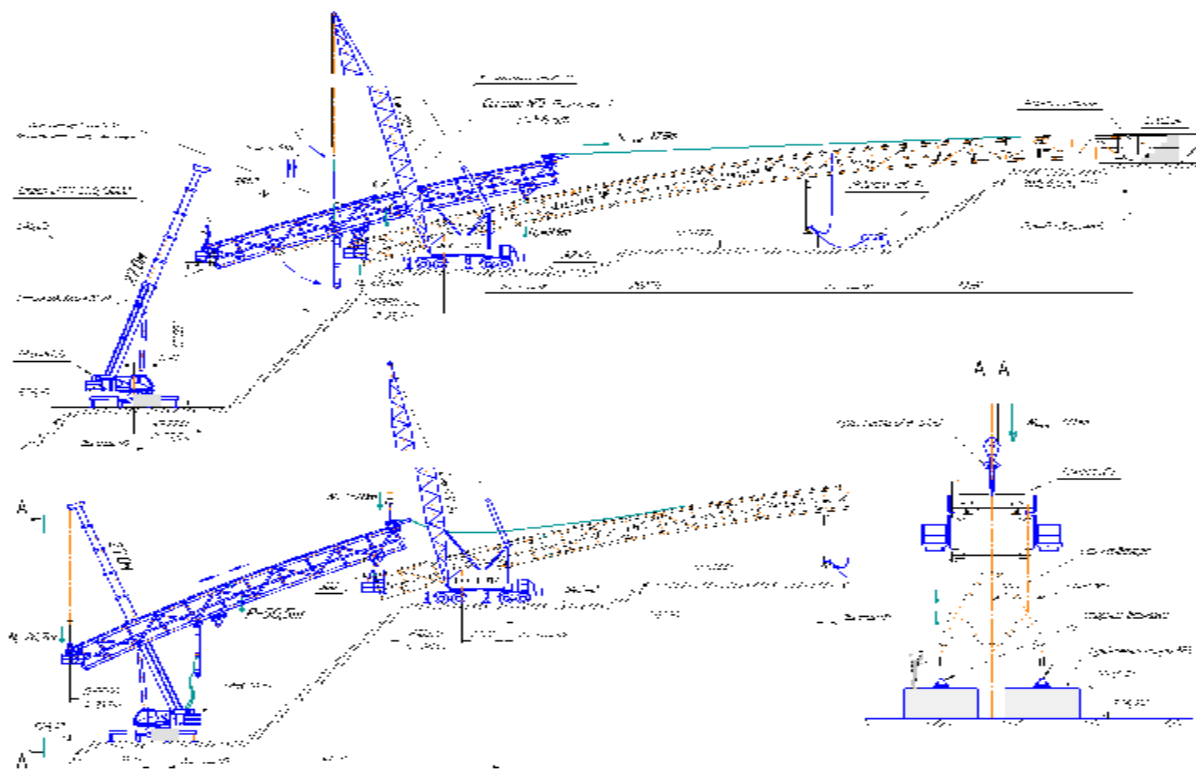


Рис. 8. Монтаж секции № 3

Проектные опоры каждого монтажного блока устанавливались в шарниры секций на сборочном стенде, временно крепились к нижним балкам секций и транспортировались к месту монтажа вместе с монтажным блоком.

Во время монтажа каждой секции опора опускалась в вертикальное положение и устанавливалась на фундамент (рис. 8).

При монтаже каждой секции КНК-270 использовалось три автомобильных крана: КМК-6200 «KRUPP» (Q=200 t), ГМК-5200 «GROVE» (Q=200 t), ГМК-5130 «GROVE» (Q=130 t). Расстановка кранов на уступах менялась в зависимости от ситуации. Монтаж секций наклонной части КНК-270 осложняли следующие обстоятельства:

- крайне стесненные условия на уступах карьера в местах установки монтажных кранов;- необходимость одновременной работы кранов на разных уступах (разница по высоте 30,0 м);

- значительное (более 500 м в конце монтажа) расстояние транспортировки монтажного блока по наклонным рельсовым путям;

- сложности управления монтажной лебедкой ЛПЭП-45 на значительном расстоянии при отсутствии прямой видимости и плохой радиосвязи в условиях карьера;

- наклонное положение секции КНК-270 во время монтажа (37 градусов к горизонту);

- большая парусность монтажного блока;

- одновременная работа большого количества монтажных механизмов в сложных условиях при максимальных нагрузках.

Схемы, показывающие отдельные моменты выполнения монтажных работ крутонаклонной части конвейера КНК-270, представлены на рис. 9, 10 и 11.

В процессе пусконаладочных работ на комплексе ЦПТ-руда выявлялись недоработки в проекте:

- конструкция бункера питателя ДПП задерживает горную массу на задней стенке бункера, что приводит

к налипанию материала, зачистку которого необходимо производить фронтальным погрузчиком после разгрузки каждого автосамосвала;

- грохот колосниковый ДПП при наработке комплексом 31 тыс. м³ пропускает в подгрохотное пространство материал, превышающий размер 700 мм, что приводит к частым заштыбкам течек перегруз- узлов КС-3500, ПШС-3500;

- площадка разгрузки автосамосвалов на гор. +300 не имеет камнеотбойных устройств, что приводит к просыпанию материала на гор.+285;

- конструкция колесоотбойника площадки разгрузки автосамосвалов на гор.+300 не позволяет бульдозерной технике удалять материал с площадки в приемный бункер питателя ДПП;

- питатель ДПП не имеет устройств, предотвращающих запределный сход ленты, что приводит к сходу ленты и просыпу материала;

- конструкция площадок обслуживания ДПП не имеет подходов к бункеру ДШЗ 1300/300, электротали ГП10 т., что не позволяет обеспечить безопасное производство работ по обслуживанию и ремонту дробилки и грузоподъемного механизма;

- конструкция перегрузочного узла под колосниковым грохотом и дробилкой ДПП не позволяет укладывать материал симметрично на ленту КНК270, что приводит к сходу ленты в горизонтальной части конвейера;

- системы натяжения грузонесущей и прижимной ленты КНК270 не позволяют обеспечивать постоянную необходимую натяжку при изменениях нагрузки на них;

- рама приводной станции КС-3500 при натяжении ленты конвейера меняет геометрические параметры, изменение геометрических параметров не позволяет производить центровку МЗ (муфты зубчатой) с необходимой точностью, что приведёт к преждевременному износу МЗ;

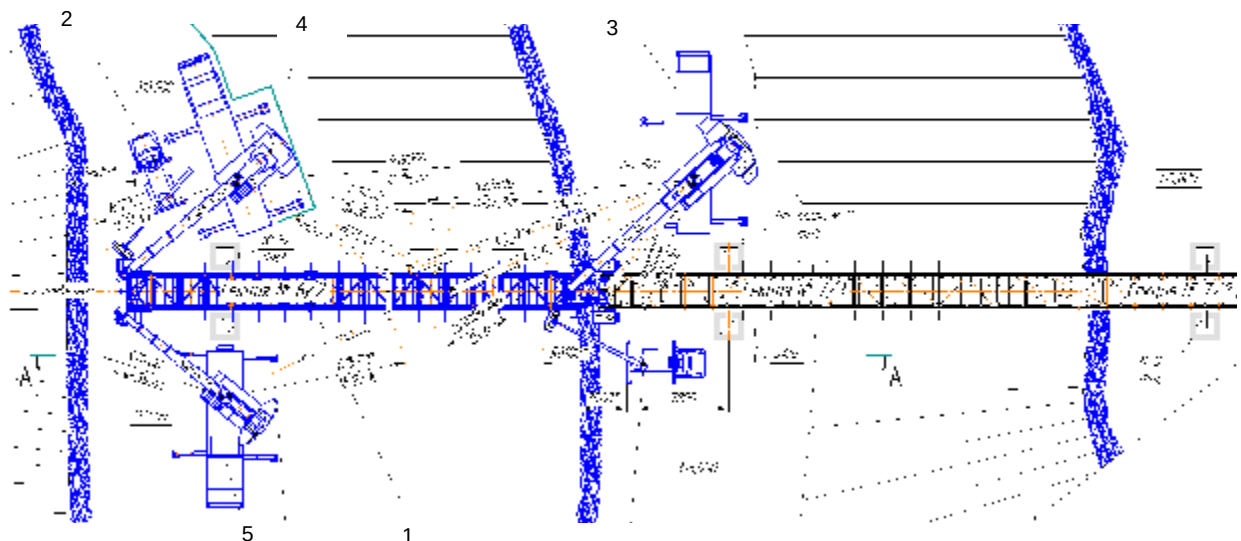


Рис. 9. Монтаж секции 6/2 (план размещения грузоподъемного оборудования на отметках +345.9, +313.5) : 1 – секция конвейера 6/2; 2 – подъемник BC-22; 3 – кран LTM 1250/1 LIEBHERR; 4 – кран КМК 6200 KRUPP; 5 – кран ГМК 5200 GROVE

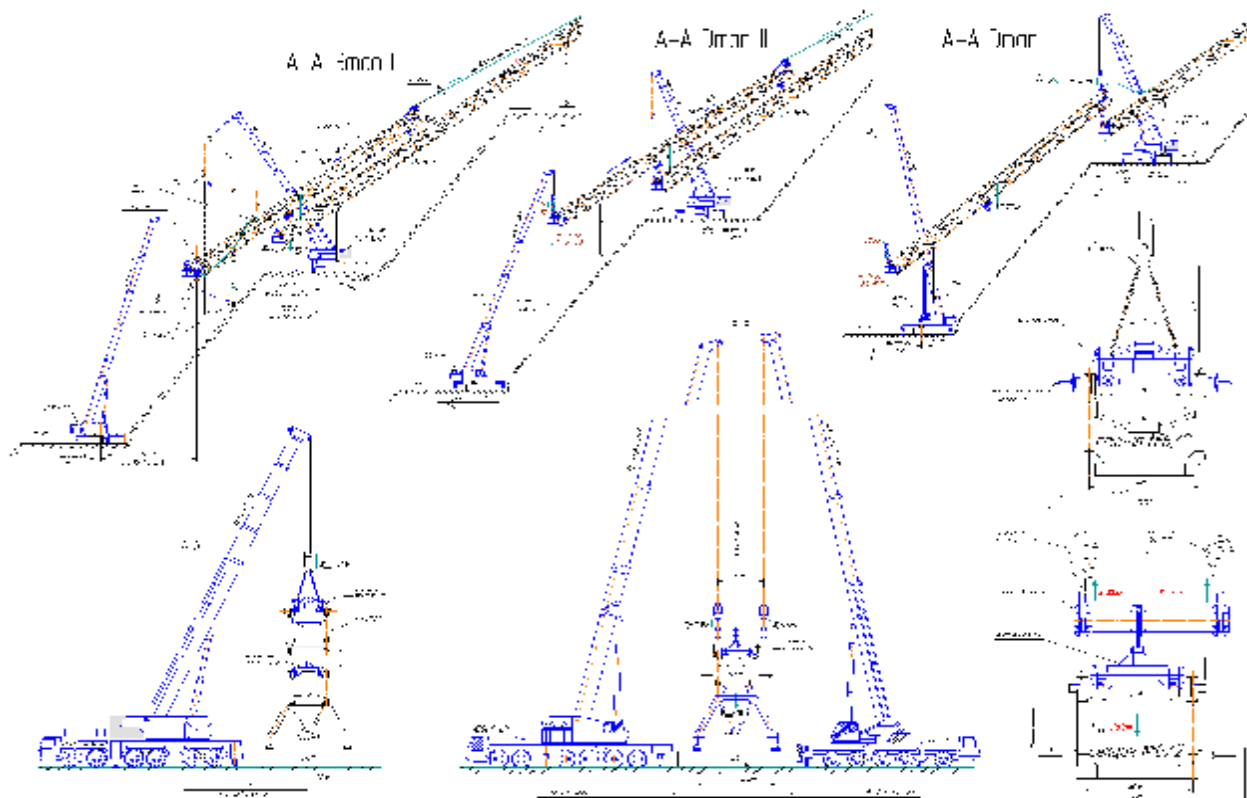


Рис. 10. Монтаж секции 6/2 разрез А-А по рис. 6: этап I – спуск секции по рельсовому пути, уложенному по верхним поверхностям каждой секции, опускание вертикальной опоры; этап II – захват нижнего конца секции двумя кранами (КМК 6200, ГМК 5200) и продолжение спуска секции по рельсам с помощью лебедки ЛПЭП-45; этап III – при достижении верхнего конца спускаемой секции концевой части смонтированной секции, верхний конец захватывается краном LTM 1250/1, выполняется стыковка секций и фиксация вертикальной опоры.

- площадки обслуживания приводной станции КС-3500, не имеют защитного ограждения предохраняющего обслуживающий персонал от

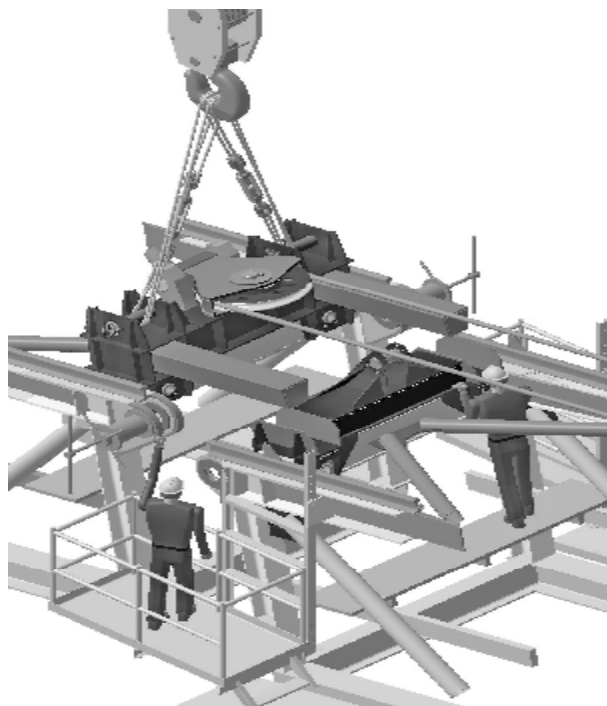


Рис. 11. Стыковка секций

разлета частиц материала в зоне приводного барабана;

- конструкция перегруз-узлов ПШС-3500, не обеспечивает симметричную укладку материала на ленту, при этом допускается выпадение крупных кусков материала за пределы перегруз-узлов, наносятся повреждения ленте кусками материала, что приводит к запредельному сходу, преждевременному износу конвейерной ленты, не обеспечивается безопасное производство работ обслуживающего персонала;

- втулка приводного барабана ПШС-3500 вращается на валу барабана, вращение втулки на валу барабана приведет: к преждевременному износу втулки, вала, нагреву деталей барабана сопутствующих вращению, имеется возможность возгорания оборудования;

- гидросистемы ПШС-3500 не имеют укрытий от попадания частиц просыпа материала на оборудование гидросистем, что приводит к засорению оборудования и создает условия его повреждения;

- установка погрузочного устройства ПШС-3500 имеет распорные балки, которые препятствуют прохождению материала через загрузочное окно;

- металлоконструкции крепления металлодетектора, установленного на бортах питателя ДПП, препятствуют прохождению кусков материала;

- колосники грохота не имеют надежного крепления накладок, что приводит к ежесменному ремонту крепления.

В процессе уже начавшейся эксплуатации недо-
работки проекта устраняются:

- ЗАО «НКМЗ» разработал документацию, а На-
воийский ГМК изготовил и выполнил монтаж кон-
струкции для стабилизации процесса натяжения
ленты грузовой ветви;

- выполнена частичная реконструкция приемно-
го бункера, обеспечивающая более полное исполь-
зование его геометрического объема;

- реконструируется площадка приема автосамо-
свалов и т.д.

Тем не менее, при проектировании комплекса
ЦПТ-руда с КНК-270 в состав оборудования ком-

плекса заложены большие резервы, поэтому в на-
стоящее время, при необходимости, возможно без
существенных капиталовложений и трудозатрат
увеличить производительность комплекса до 20% и
увеличить длину (глубину подъема горной массы)
крутонаклонной части КНК.

Таким образом, показаны результаты выполнен-
ного монтажа КНК на борту карьера.

С запуском комплекса ЦПТ-руда с КНК на карь-
ере Мурунтау в эксплуатацию на практике доказана
идея крутонаклонного транспортирования горной
массы из карьера на дневную поверхность на высо-
ту 270 м с большой производительностью.

УДК 622.33.012:623.332

© Рузиев Т.А. 2011 й.

МУСТАҚИЛЛИК ЙИЛЛАРИДА 5-КОН БОШҚАРМАСИНИНГ РИВОЖЛАНИШИ

Рузиев Т.А., НКМК 5-Кон бошқармаси директори

5-Кон бошқармаси 1971 йилда Букинай гуруҳига
кирадиган уран конларини ўзлаштириш мақсадида
Ленинобод кон-кимё комбинатининг бўлими
сифатида ташкил топди.

Кон бошқармаси Ўзбекистон Республикаси
Вазирлар Маҳкамаси-нинг 1993 йил 2 ноябрдаги
Қарори, НКМК нинг 1993 йил 15 ноябрдаги
буйруғига асосан НКМК нинг структурали бўлими
ҳуқуқига эга бўлган ҳолда унинг таркибига
киритилди.

Шу кундан бошлаб 5-Кон бошқармаси ҳаётида
янги тарихий давр бошланди. Меҳнат жамоаси
ишлаб чиқаришнинг ўсиш суръатларини ошириш
(1- чизма) ва Зафаробод шаҳарчасининг ижтимоий
инфраструк-турасини ривожлантириш йўлида бор
куч-қувватини сафарбар қилди. Кон бошқармаси
таркибида мустақиллик йилларига қадар Бешқок,
Шимолий ва Жанубий Букинай конларида қазииш
ишларини олиб боровчи учта кон мавжуд эди.
Жумладан, эритмаларни қайта ишлаш участкасида
11 та сорбцион колонна ва маҳаллий сорбцион
ускунада эса 3 та колонна ишлаб турарди.

Бунда умумий самарадорлик 2008 м³/соатни
ташкил қиларди. 1993 йил 1 январь ҳолатида 1275
та технологик қудуқлар ишлаб турган бўлса,
улардан - 383 таси эритмани эрлифт ёрдамида
тортиб олувчи қудуқларни ва 892 таси эса насос
билан юбориладиган қудуқлардан иборат эди.
Насос билан тортиб олинадиган қудуқнинг ўртача
дебити 5,7 м³/соатни ташкил қиларди.

Ўтиш даври йилларида 5-Кон бошқармасида
(1992-1994 й.) мураккаб вазият юзага келиб қолган
эди. Бу даврга келиб бурғулаш ҳажми билан бирга
барча техник иқтисодий кўрсаткичлар камайиб
кетган эди.

1994 йилдан бошлаб ижодий жараён бошланиб
кетди. Электромеханика цехида 1994 йилда:

- технологик асбоб-ускуналарни монтаж қилиш
участкаси;

- савдо-саноат, совутичлар ва вентилицион
асбобларни таъмирлаш ва улардан фойдаланиш
бўйича махсус участка ташкил қилинди.

Мутахассислар олдида замонавий дастурли
техник воситалар базасида реал вақт режимида
ахборот-бошқарув тизими назоратини, ҳамда барча
технологик жараёнларни бошқариш ва улардан
ахборот йиғиб олишни ташкил қилиш вазифаси
қўйилган эди. Бу топшириқларни ечиш учун 2-ер
ости орқали ишқорлаб ювиш қонида ишлаб
чиқариш технологиясига автоматик тизимли
бошқарувни жорий қилиш бўйича 5-Кон
бошқармаси ўртасида Чирчиқ шаҳридаги
«ХИМАТЕКС» автоматлаштириш тизимлари таж-
рибавий-конструкторлик бюроси билан шартнома
тузилди. Ишлаб чиқариш технологиясини
автоматик тизимли бошқарув асосига Л-110
русумли «Ломиконт» мантикий назорат микро-
процессор қўллаш орқали ғарб ҳисоблаш техникаси
базасида бошқаришнинг замонавий воситалари
ўрнатилди.

Тизимлар назорат ва бошқарувни юқори
даражада ташкил қилишга, оператив-технологик
персонални бошқарув объекти билан боғлиқлик
функциясини кенгайтиришга, замонавий эргономик
характеристикага эга бўлган бошқариш ва назорат
қилиш дастурлар жорий қилинди. НКМК Марказий
назорат ўлчов асбоблари лабораторияси ва
автоматлаштириш бўлими билан ҳамкорликда 1 ва
3 - ер ости орқали ишқорлаб ювиш конларида ҳам
шунга ўхшаш тизимлар ташкил қилинди.

1997 йилдан бошлаб эскириб қолган бурғулаш асбоб-ускуналарини янгиларига алмаштириш бошланди. Россиянинг Кунгурск машинасозлик заводидан УРБ –3А3.051 русумли янги бурғулаш дастгоҳлари келтирила бошланди.

Навоий кон-металлургия комбинатининг 40 йиллиги арафасида 1998 йил 21 августда «Лойликен» янги кони фойдаланишга топширилди ва шу йилнинг сентябрь ойида биринчи марта тайёр маҳсулот олинди.

1998 йилнинг охирида Кон бошқармаси томонидан «Grundfos» фирмасининг юкловчи насосларидан фойдаланган ҳолда эритмани насос ёрдамида кўтариш усули тадбиқ қилинди.

1999 йил июнида «Истиклол» (илгари Тохумбет деб юритилган) жанубий-ғарбий конини ўзлаштириш бошланди. Бир пайтнинг ўзида қайта ишлаб берувчи маҳаллий-сорбцион ускуна мажмуаси қурилиши олиб борилди. Ишлаб чиқариш ҳажмининг ўсиб бориши қазиб олиш учун янги майдонларни жалб қилишни талаб қиларди.

Бурғулаш қурilmаларига хизмат кўрсатиш ва дизелларни таъмирлашда бурғулаш хизмати доимо ёқилғи-мойлаш материаллари етишмаслиги муаммосига дуч келарди. Шунинг учун бурғулаш ускуналарини электр ўтказгичларга ўтказиш ҳақида қарор қабул қилинди.

Бугунги кунда кон бошқармасидаги 33 та бурғулаш ускунасида 22 таси электрлаштирилган ва бу ёқилғи мойлаш материаллари сарфини 70 фоизга қисқартиришга ва самарадорликни ҳар бир дастгоҳда ойига 617 погон метрдан 1203 метрга етказишга имконият яратиб бермоқда.

2000 йил 5 июнда Кон бошқармада ишлаб чиқаришдан бўшаган ерларни рекультивация қилиш бўйича махсуслаштирилган хизмат ташкил қилинди. 2000 йил август ойида 2- ер ости орқали ишқорлаб ювиш конида радиоактив бўлмаган чиқиндиларни сақлаш пункти биноси қурилиши якунланди.

2001 йил апрель ойида 5-Кон бошқармаси меҳнат жамоасига Ўзбекистон Республикаси «Экосан» Ҳалқаро фондининг 1-даражали Дипломи топширилди.

2000 йил 1 сентябрдан ер остига суюқлик юбориб тортиб олувчи конлар (ПВ) Геотехнологик кон деб юритила бошлади.

2002 йил 25 декабрда Лойликен конида эритмаларни ер остига суюқлик юбориб тортиб олиш усули билан қайта ишлаш бўйича участканинг навбатдаги иккинчи пуск мажмуаси ишга туширилди.

2003 йил 5 февралда «Марказий Истиклол» (илгари Тохумбет деб юритилган) кон фойдаланишга топширилди. Февраль ойида 4260 м³ эритма миқдорида биринчи тайёр маҳсулот олинди. Кон бошқармаси раҳбарияти ва геологик хизмат ташаббуси билан Кон бошқармаси ташкилий структурасига геология қидирув ишлари участкаси киритилди.

Участканинг асосий вазифаси олдин аниқланган мавжуд рудали қатламларни ҳисобга олган ҳолда

қидириб топиш ва ишлатилиб бўлган ва фойдаланилаётган технологик блоklar ён томонларида янги рудали жисmlар ҳисобига захирани оширишдан иборатдир.

2003 йилда алоқа тизимини модернизация қилиш бошланди: «UCELL», «UZDUNROBITA» компанияларининг уяли алоқа телефонлари, «ALKATEL» телефон алоқалари фойдаланишга топширилди.

2003 йил октябрдан бошлаб бўлимлараро тезкор алоқани яхшилашга имкон берувчи транкингли «MOTOROLA» алоқаси иш бошлади. Бошқарманинг иккинчи маъмурий корпуси 2004 йил декабрь ойида фойдаланишга топширилди.



1-чизма. 5-Кон бошқармасининг ишлабчиқариш объектлари

Бу ердан Кон бошқармаси музейи ҳам жой олган.

2005 йил 1 мартда назорат ўлчов асбoblари ва автоматлаштириш Марказий лабораторияси қошида футур етказмайдиган назорат лаборатория ташкил қилинди. Лабораторияни ташкил қилишдан мақсад, махсус идишлар, труба ўтказгичлар, қозонлар, компрессорлар ва бошқа асбoblар нуқсонларини тузатиш ишларини (дефектоскопия) ўтказишдан иборат.

2009 йилда 5-Кон бошқармаси эритмани эрлифтли кўтариш усулидан насос билан кўтариш

узулига тўлиқ ўтказилди. Шу муносабат билан 4BM10-100/8 қувватга эга компрессорларни 630 kW қувватли электр двигателлар билан, 6BB-25/9 қувватли электр двигателларни 200 kW қувватли электр двигателлар билан, GA-110 русумли компрессорларни 120 kW қувватли электр двигателлар билан алмаштириш ишлари йўлга қўйилди.

Кон бошқарманинг 28.10.2009 даги 705 лс-сонли буйруғига биноан бургулаш ускуналари ва уран ишлаб чиқариш асбобларини капитал таъмирлаш участкаси ташкил топди. 2010 йилда 10 та бургулаш ускунаси таъмирланган бўлса, 2011 йил 37 та бургулаш ускунасини капитал таъмирлаш режалаштирилган.

Шу билан бирга НКМК буйруғига биноан 5-Кон бошқармаси структурасига «Сугралы» участкаси берилди ва унинг базасида 4-сонли Геотехнологик кон ташкил топди.

Мустақиллик йилларида ишлаб чиқаришнинг ўсиш суръатлари 1991 йил билан таққослаганда, 2010 йилда 1,9 мартага ошди, 2011 йилда эса режа бўйича 2,7 мартага ошди.

5-Кон бошқармаси кўп миллатли жамоасининг фидокорона меҳнатлари натижасида корхонанинг ишлаб чиқариш қувватини ошириш ва барқарорлаштириш бўйича узоқ муддатга мўлжалланган дастурни қатъият билан амалга оширди.

Бу ўз навбатида ижтимоий ҳаётдаги муаммоларни ечишга ва келажакка ишонч билан қарашга имконият яратди.

Жумладан, мустақиллик йилларида ижтимоий-маиший соҳада ҳам муайян ишлар амалга оширилди: Зафаробод шаҳарчаси газлаштирилди, сув таъминоти ва иссиқлик таъминоти тизимида туб реконструкциялар ўтказилди. Зафарободда аҳолини кишлоқ хўжалиги маҳсулотлари ва халқ истеъмол моллари билан таъминлайдиган замонавий савдо шаҳобчаси иш бошлади.

Ишчиларни тиббий кўрикдан ўтказиш ва уларни соғломлаштиришни мукаммаллаштириш ва тиббий хизматни яхшилаш мақсадида, туғруқхона ва гинекологик бўлимлар очилди, кон куйиш бўлими, спелеокамера ишга туширилди.

РС-6 рефрижераторли центрифуга, паст температурали «Stenol» музлаткичлар, совуткичлар, электроотсос, аглутиноскоп каби тиббий асбоб-ускуналар ва бир марталик «Глемакон» қон оладиган системалар сотиб олинди.

Мустақиллик йилларида кўп йил ҳалол меҳнат қилган ишчиларга, кўп болали оилаларга барча қулайликларга эга бўлган ўн та бир қаватли коттежлар топширилди.

Вазирлар Маҳкамасининг «Уй-жойларни хусусий мулкдорлар ширкати»га ўтказиш ҳақидаги Қарорини бажариш мақсадида, Зафаробод шаҳарчасидаги барча кўп қаватли уйлар ва коттежлар ширкат хўжаликларига ўтказилди. Кўп қаватли уйлар йўлакларига косметик таъмирлаш ишлари олиб борилди.

Кўп қаватли уйларга туташган болалар майдончаларидаги кичик ўйин қилиплари таъмир-

ланиб бўялди ва янгилари билан алмаштирилди, ободонлаштириш ва кўкаламзор-лаштириш ишлари олиб борилди.

5-Кон бошқармаси ёш авлод таълим-тарбиясига эътиборини ишлаб чиқариш билан бир қаторга қўяди. 2004 йил 14 сентябрда шаҳарчадаги 58-сонли ўрта мактабнинг 544 ўринли иккинчи қисми ишга туширилди.

Мактаб кабинетлари янги замонавий компьютерлар, лаборатория асбоблари билан жиҳозланди, мебель ва инвентарлар тўла алмаштирилди.

Кон бошқарма бўлимларида, замонавий асбоб ускуналар билан жиҳозланган ва ишчилар учун максимал қулайликларга эга бўлган замонавий маиший комбинатлар фойдаланишга топширилди.

2006 йилда ишонч билан «Келажак болалар боғчаси» дейиш мумкин бўлган 2-сонли болалар ясли боғча реконструкция қилиниб таъмирланди.

Зафарободда жойлашган «Учкун» болалар соғломлаштириш оромгоҳида ҳар йили ёз мавсумида 5-Кон бошқармаси ишчиҳодимларининг 360 нафар болалари дам оладилар.

Сунъий кўл худудида пляж волейболи ва минифутболи учун спорт майдончалари қурилди. Дам олувчилар учун бир қанча кичик ўйин қилиплари ўрнатилди.

2009 йил декабрь ойида ўз чиройи ва замонавий дизайни билан хайратга солувчи янги Маданият Саройи фойдаланишга топширилди.

Кон бошқармасида ишчилар ҳаёти ва фаолиятини ёритиб боровчи «Зафаробод» маҳаллий телестудияси фаолият юритади.

Кон бошқармасида спорт билан шуғулланиш учун етарли шароитлар мавжуд. Бугунги кунда Зафарободда саккизта - футбол, бокс, бадий гимнастика, волейбол, каратэ, пауэрлифтинг, миллий кураш каби спорт секциялари фаолият юритмоқда. Мустақиллик йилларида Ҳалқаро, республика, вилоят ва туман босқичларида ўтказилган мусобақаларда боксерлар ва футболчилар томонидан турли даражадаги 132 та диплом қўлга киритилди. «Букинай» футзал клуби 2009 йилда Ўзбекистон Республикасининг XIII чемпионатида 3 ўринни эгаллагани учун Ўзбекистон футбол Федерация-сининг Фахрий ёрлиғи билан мукофотланди. 2007 йилда «Букинай» ўсмирлар жамоаси мини футбол бўйича Ўзбекистон Ассоциацияси Президент кубоги ўйинларида иштирок этиб биринчи ўринни эгаллаб Президент Кубоги совриндори бўлди ва I-даражали Диплом билан тақдирланди. «Ёшлик» Маданият ва спорт Марказида 7 та тўғарак фаолият юритади. Ижодий гуруҳлар «Янги авлод» ва «Қизилқум санъат ғунчалари» Республика болалар ижодиёт фестивалларида фаол иштирок этиб келмоқдалар. 2010 йилда «Шок» гуруҳи «Янги авлод-2010» Республика болалар ижодиёт фестивалида лауреат бўлиб Диплом ва Фонд Форумнинг эсдалик совғаси билан мукофотланди.

5-Кон бошқармаси жамоаси келажакка ишонч билан қарамокда.

ЮРУ В ГОДЫ НЕЗАВИСИМОСТИ

Бобокулов Т.Б., начальник ПТО Южного рудоуправления НГМК; **Муртазаев Ж.Р.**, начальник бюро по пропаганде духовности и просветительству Южного рудоуправления НГМК; **Иногамов Р.Х.**, руководитель центра пропаганды духовности и просветительства Южного рудоуправления НГМК

Коротко об истории создания предприятия. Южное рудоуправление (ЮРУ) НГМК – многофункциональное промышленное предприятие, которое было создано в 1964 г. для промышленного освоения месторождения Сабирсай. В этом же году организована автобаза. В 1965 г. организованы СМУ и отдел рабочего снабжения. В 1966 г. началось строительство рудника № 1. Заметное ускорение в становлении предприятия началось с момента перевода из г. Учкудука на промплощадку «Сабирсай» большой группы специалистов.

Как следствие: значительно возросли темпы возведения жилья, были построены детские сады, школа (1973 г.), больничный комплекс (1979 г.), стадион и ДК «Горняк» (1982 г.). Практически в 1983 г. было завершено строительство объектов соцкультбыта г. Нурабада.

Освоение месторождения «Сабирсай» подземным горным способом происходило в 1966-1983 гг. На месторождении открытые горные работы не предусматривались, но по инициативе специалистов в 1976 г. такие работы были начаты на карьере «С». Параллельно с освоением месторождения горным способом проводились опытные работы по подземному выщелачиванию (1967 г.). В результате на руднике № 1 в 1980 г., впервые в НГМК, опробован метод подземного выщелачивания. Внедрение способа ПВ позволило предприятию с 1983 г стабильно наращивать темпы добычи урана. Самый высокий объем добычи урана был достигнут в 1988 г. В последующий период до 1996 г. шло резкое уменьшение добычи урана и технологического бурения.

О деятельности рудоуправления в годы независимости. Независимость открыла предприятию большие просторы вдохновенному труду работников, ИТР и специалистов рудоуправления. Благодаря независимости, а также заботе и вниманию Президента Республики Узбекистан Ислама Каримова комбинат одним из первых в республике вышел на прямые международные связи. Были установлены взаимовыгодные, деловые и долгосрочные отношения с известнейшими в мире фирмами. Наши специалисты получили возможность побывать за рубежом, ознакомиться с работой родственных предприятий, фирм, обменяться опытом. Такая атмосфера не могла не способствовать мобилизации коллектива ЮРУ к новым поискам и расширению производственных возможностей.

Так, в 1993 г. началось освоение мраморного производства (Джам-2). Уже в 1994 г. были реализованы потребителям первые мраморные плитки. В 1995 г. началось освоение мраморного карьера «Чингали». В 1998 г. введена в эксплуатацию отвечающая европейским стандартам автоматическая линия по производству мраморной плитки «Морденти» производительностью 60-80 тыс. м³ в год.

Для удовлетворения производственных нужд предприятий НГМК в 1996 г. был запущен в эксплуатацию завод по изготовлению труб из ПВХ производительностью 3000 т в год.

В 2000 г. производство труб значительно расширилось, была смонтирована и запущена в производство новая линия по производству полиэтиленовых труб, что значительно увеличило возможности освоения новых месторождений уранового производства.

Но и это оказалось не пределом для развития производства труб. В декабре 2008 г. было смонтировано оборудование второй линии по производству труб из ПВХ. Одним из немаловажных проектов по улучшению трубного производства является рабочий проект: «Реконструкция цеха по производству труб из ПВХ в г. Нурабаде», разработанный с целью обеспечения реализации Программы модернизации, технического и технологического перевооружения Навоийского ГМК на период 2007-2012 гг., утвержденный постановлением Президента Республики Узбекистан.

В соответствии с «Целевыми параметрами производства основных видов продукции Навоийского ГМК на период 2007-2012 гг.» запланирован рост объемов производства труб из ПВХ, который в 2012 году составит 5 тыс. т в год. Трубы из ПВХ относятся к импортозамещающей продукции, за счет ввода второй линии по выпуску труб мощностью 4,2 тыс. т, дополнительная экономия валютных средств составит более 8,5 млн. долл. США в год.

Заданный высокий темп роста производства труб из ПВХ предусмотрен принятой в Программе стратегии, которая, в конечном счете, направлена на наращивание объемов производства и экспорта урана.

Производство собственных обсадных труб различных типоразмеров позволило подразделениям комбината реализовать программу увеличения объемов буровых работ и добычи урана.

Следует отметить, что за счет модернизации действующих механизмов, технических средств и технологического оборудования рудниками подземного выщелачивания урана обеспечивается стабильное выполнение плановых показателей. Так, в 2010 г. участок Гунжак месторождения «Кетменчи» начал давать продукцию на повторно обрабатываемых площадках, а на руднике «С» продуктивно заработал участок Яркудук.

Благодаря заботе и вниманию руководства НГМК, годы независимости страны для ЮРУ стали годами созидания и творческого труда, реализации своих потенциальных возможностей, увеличения мощностей и дальнейшего расширения производства.

По решению Правительства № 145 от 26 апреля 2002 г. в структуру Южного рудоуправления вошли два золотодобывающих рудника «Зармитан» и «Марджанбулак».

В соответствии с графиком перспективного развития золотодобывающего производства Южного рудоуправления основой для обеспечения запланированных темпов увеличения выпуска золота является горнорудный комплекс, создаваемый на базе месторождений Зармитанской золоторудной зоны.

В 2006 г. было начато строительство объектов горнорудного комплекса. Освоение месторождений Зармитанской золоторудной зоны было предусмотрено осуществить в три этапа.

Первый этап - строительство подземного рудника Зармитан и реконструкция действующего Марджанбулакского золотоизвлекающего цеха, предусматривающая строительство третьей цепочки сорбции и расширение существующего хвостохранилища.

Второй этап - строительство подземного рудника Гужумсай и сооружение ГМЗ-4, предусматривающее применение новых технологий при обогащении золотосодержащей руды, которые позволят существенно увеличить извлечение золота при переработке.

Третий этап - ввод в эксплуатацию подземного рудника Промежуточный и вывод добывающих и перерабатывающих мощностей горнорудного комплекса на проектные показатели.

В настоящий момент по первому этапу закончено строительство объектов поверхностного комплекса рудника Зармитан и произведено вскрытие гор. 780 и 720 m на подземном руднике Зармитан с использованием наклонного транспортного ствола 1-3. Строительство ствола производится с самоходной шахтной техники (самоходных буровых установок, погрузочно-доставочных машин и подземных автосамосвалов) ведущих мировых производителей горного оборудования, таких как «Atlas Copco» (Швеция), «Sandvik» (Финляндия) «Paus» (Германия).

В 2010 г. начата добыча руды с гор. 780 m с применением современных передовых технологий подготовки и отработки очистных блоков, использующих высокопроизводительное оборудование для очистных работ.

В соответствии с рекомендациями, разработанными научно-исследовательской лабораторией НИИ «Узгерангметлти», основой для многократного увеличения подземной добычи руды является внедрение новых систем разработки со скважинной отбойкой руды и механизированным заряданием скважин.

Параллельно со строительством наклонного ствола ведутся работы по восстановлению существующих вертикальных шахтных стволов с привлечением зарубежных специализированных шахтостроительных организаций ООО «ЗУМК-Инжиниринг» и ТОО «Алтынкенказган», которые позволят в ближайшее время обеспечить вывод рудника Зармитан на плановые объемы добычи руды подземным способом.

В 2009 г. начато осуществление второго этапа строительства ГРК.

Это позволило уже в третьем квартале 2010 г. ввести в эксплуатацию пусковой комплекс ГМЗ-4 и обеспечить вскрытие первого горизонта на подземном руднике Гужумсай. Переработка руды на ГМЗ-4 осуществляется с использованием технологий ранее не применявшихся на перерабатывающих предприятиях НГМК и позволяющих существенно увеличить полноту извлечения золота из минерального сырья, добываемого на рудниках Зармитанской золоторудной зоны.

В настоящий момент на стадии завершения находятся работы по разведке месторождения Промежуточное.

После утверждения и передачи запасов месторождения Промежуточное на баланс ЮРУ планируется разработка и утверждение ТЭО строительства ГРК на базе месторождений Зармитанской золоторудной зоны III этапа с последующим строительством подземного рудника Промежуточный и выходом ГМЗ-4 на проектную мощность. Уже ведутся инженерные исследования с привлечением российской компании ООО «ЗУМК-Инжиниринг» по проектированию рудника Промежуточный.

Конечно, следует вспомнить, что на самом деле до 2002 г. представляли из себя эти рудники - «Зармитан» и «Марджанбулак». Ненадежное состояние технологического оборудования на обоих рудниках, слабая технологическая и трудовая дисциплины не могли негативно не сказаться на производстве. В аварийном состоянии был весь производственный комплекс рудников. Не функционировали, как положено, системы энергоснабжения, тепло – водо – газообеспечение объектов.

Почти полностью не работали инженерные коммуникации не только на производственных

объектах, но и на объектах социального назначения.

Без воды и тепла, без соответствующего технического обслуживания годами оставались гор. Марджанбулак, пос. Заркент, а котельные, общежития, здравпункты вообще не функционировали.

Сегодня при большой материально-технической и всесторонней помощи Правительства Узбекистана, НГМК и хокимов Самаркандской и Джизакской областей решены многие сложные технические, технологические, кадровые, организационные и финансовые вопросы по рудникам «Зармитан» и «Марджанбулак».

Для реализации этих задач с энтузиазмом трудились командированные специалисты комбината, опытные инженерно-технические работники ЦРУ, ЗУС, СевРУ, РУ-5, а также специалисты ведущих отделов и служб НГМК, НМЗ и других подразделений. Были задействованы колоссальные материальные и экономические ресурсы.

В настоящее время на рудниках выполнены все мероприятия, которые позволяют говорить о том, что создана основа для обеспечения безусловного выполнения установленных показателей по добыче золота, имеющего исключительно важное значение для экономики страны.

Так, согласно Постановления Президента Республики Узбекистан ПП №1213 от 28.10.2009 г. продолжается работа по реализации «Программы модернизации, технического и технологического перевооружения НГМК на 2007-2012 гг.». В 2009 г. введены в эксплуатацию гараж на 100 единиц автотранспорта, боксы для горнорудной техники, приобретено и действует современное оборудование по механизации горных работ.

Идет интенсивная работа по строительству горнорудного комплекса (ГРК) на базе месторождений Зармитанской золоторудной зоны.

После успешного завершения строительно-монтажных работ на объектах пускового комплекса ГМЗ-4 этот важный завод введен в эксплуатацию, что позволит увеличить объем переработки золотосодержащей руды в четыре раза. Руководство комбината уделяет большое внимание и вопросам социальной защищенности трудящихся, созданию необходимых условий для работы и проживания, культурного отдыха и занятия спортом.

По инициативе руководства НГМК в пос. Заркент методом хашара построен прекрасный спортивный комплекс, оборудованный современным спортивным инвентарем. Для строительства этого крайне необходимого городу объекта было израсходовано более 571 млн. сумов, в т.ч. 68 млн. сумов. добровольного пожертвования трудящихся рудоуправления. Там же завершён капитальный ремонт Дома культуры на 150 мест. За последние годы введены в строй семь 8-ми квартирных двухэтажных домов. Досрочно была сдана в эксплуатацию рабочая столовая на 50 посадочных мест для золотодобытчиков.

На руднике Марджанбулак в 2005-2007 гг. проведён II этап реконструкции хвостохранилища МЗИФ на отметке дамбы +850,0 м, в 2007-2010 гг. продолжён III этап реконструкции хвостохранилища с укладкой дамбы до отметки +853,85 м, прокладкой противофильтрационного экрана. В 2009-2010 гг. фабрика достигла наибольшей производительности.

Переработка руды увеличилась на 165%, выпуск металла - на 195% в сравнении с 2008 г. Переработка руды в 2008 г., по сравнению с 2003 г., выросла в 1,8 раза, производство золота в полуфабрикате в 4 раза, а в 2009 г., темпы роста по отношению к 2008 г. составили - по переработке руды - 165%, по выпуску продукции - 194%. В 2010 г., в сравнении с 2009 г. эти показатели составили соответственно - 128,5% и 135%.

В настоящее время рудник и фабрика по обогащению золотой руды являются одними из предприятий, оборудованными самыми современными техникой и технологиями, где работает более 900 человек. В июне 2010 г. поступила мельница МЦЦ 40х50, которую смонтировали в течение 16 суток и запустили в эксплуатацию. В 2010 г. коллектив ЮРУ праздновал 30-летний юбилей рудника, и к этому юбилею был произведен капитальный ремонт мельницы ММС 70х23 №3 с отвалом цапфы.

В настоящее время работают оба отделения измельчительного цеха. Увеличилась переработка руды и соответственно производительность цеха. Согласно плану ГРК ведется строительство III этапа - в хвостохранилище наращивается плотина с отметки +850,0 м на +853,85 м. Авторский надзор над строительством осуществляет НИИ «Узгеоангметлито».

Переоборудована пробирно-аналитическая лаборатория новыми приборами, электронными весами и печами. На фабрике смонтирована новая линия технической воды. Отремонтированы основные социально-бытовые объекты. Задействованы бытовки МЗИЦ, здравпункты рудника и города Марджанбулака, отремонтированы крыши, подъезды и подвальные помещения, установлены железные двери в подъездах и подвальных проходах жилых домов.

После капитального ремонта городской котельной возобновлено обеспечение горячей водой. В городе восстановлено водообеспечение, осуществлен текущий ремонт многоквартирных домов, асфальтированы дороги и тротуары, ведется активная работа по восстановлению зоны отдыха «Сарайбулак».

Завершён капитальный ремонт котельной, обеспечивающей все дома и социальные объекты горячей водой.

В городе Марджанбулаке на стадион был завезен грунт, дерн и он получил второе рождение. Теперь здесь проходят не только праздники, но и спортивные состязания между подразделениями рудника.

В ответ на многочисленные обращения трудящихся рудника и жителей г. Марджанбулака в ближайшем будущем здесь намечено строительство современного спортивного комплекса.

Продолжается наращивание объемов добычи золотосодержащей руды на руднике Каракутан. На территории этого подразделения открыт продовольственный магазин, благодаря которому работники подразделения могут сэкономить время и приобрести все необходимые продукты.

Руда, поставляемая из рудника Каракутан, ранее перевозилась в полувагонах. Были трудности при разгрузке вагонов, особенно в зимнее время. После того, как комбинат приобрел вагоны-думпкары перевозка руды начала осуществляться по четкому графику.

Сравнительные данные о численности работников ЮРУ за 1991–2010 гг., т.е. за годы независимости показывают, что за 20 лет численность выросла более чем в 3 раза. Так, в 1991 г. на предприятии трудились около 3000 человек, сегодня за счет расширения производства и создания новых производственных подразделений численность работников ЮРУ составляет 9760 человек. Иначе говоря, если в год распада бывшего СССР (1991 г.) в структуре рудоуправления функционировали всего два основ-

ных рудника «Сабирсай», «Кетменчи» и одна автобаза, то сегодня в составе ЮРУ семь рудников и две автобазы.

Таким образом, в настоящее время рудоуправление объединяет более 30 подразделений, размещенных на территории шести районов Самаркандской, Джизакской, Ташкентской и Навоийской областей республики.

По имеющейся программе развития предприятия за счет дальнейшего интенсивного освоения новых месторождений Зармитанской золоторудной зоны в ближайшем будущем намечено создание еще нескольких рудников.

Сегодня все подразделения НГМК, в том числе и ЮРУ, постоянно чувствуют заботу и внимание лично Президента Ислама Каримова, Правительства Республики и руководства комбината, которые всячески содействуют в решении всех вопросов дальнейшего увеличения производственных мощностей, внедрения технологических систем мирового уровня, что позволяет значительно увеличить объемы производства и обеспечить работу всех объектов предприятия.

В свою очередь, у коллектива ЮРУ впереди еще более высокие цели в выполнении всех поставленных перед ним задач.

УДК 622.286.4(043.3)

© Шеметов П.А., Снитка Н.П. 2011 г.

РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ И СРЕДСТВ ФОРМИРОВАНИЯ РУДНОГО ПОТОКА НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ С УСЛОВНЫМИ ГРАНИЦАМИ РУДНЫХ ТЕЛ

Шеметов П.А., советник генерального директора НГМК, докт. техн. наук; Снитка Н.П., главный инженер НГМК

Мировые тенденции развития золотодобывающей промышленности в современных условиях во многом определяются факторами истощения запасов и обеднения ранее кондиционных месторождений.

Для обеспечения и поддержания достигнутого уровня выпуска золота многие горные предприятия расширяют сырьевую базу за счет доразведки краевых частей месторождений переходных рудных зон и вовлечения в переработку некондиционных запасов минерального сырья, накопленного в техногенных образованиях.

Поэтому по мере выработки запасов месторождений дальнейшее развитие горно-перерабатывающих комплексов все в большей степени определяется готовностью к переработке некондиционного сырья из таких образова-

ний. В результате методы и средства формирования рудного потока на месторождениях с условными границами рудных тел должны разрабатываться на основе многокритериальной оценки вариантов совместной разработки месторождений природного и техногенного происхождения.

На сложноструктурных месторождениях с условными границами рудных тел критерием принятия решений служат требования к качеству перерабатываемого полезного ископаемого, поэтому основой для формирования рудного потока является опробование, в соответствии с которым отстраиваются выемочные контуры и происходит управление разубоживанием извлекаемой руды.

Именно здесь зарождаются предпосылки для реального объединения рудных потоков разрабатыва-

емых месторождений природного и техногенного происхождения. Поэтому эффективность использования сырьевых ресурсов в этом случае можно повысить в результате выбора рациональных параметров сети и опробования, а формирование рудного потока карьера повысить в результате разработки технологии циклического развития и использования системы техногенных ресурсов. Такие ресурсы в этом случае выполняют роль буферного элемента, позволяющего скорректировать как параметры рудного потока, так и технико-экономические показатели получения товарной продукции.

В связи с вышеизложенным, разработка методов и средств формирования рудного потока на месторождениях с условными границами рудных тел природного и техногенного происхождения является актуальной задачей, решение которой рассмотрим на примере открытой разработки месторождения Мурунтау и сопряженного с ним месторождения Мютенбай, характеризующейся следующими особенностями:

- значительными размерами и запасами месторождения в плане и глубине, что предопределило освоение месторождения этапами;
- сложным строением рудных тел, следствием которого является наличие в одном выемочном блоке балансовой и забалансовой руды с различными потребительскими характеристиками, а также включениями условно пустой породы;
- раздельной выемкой, транспортированием и складированием рудной массы по четырем сортам с управлением качественными и количественными параметрами рудного потока карьера регулированием интенсивности ведения работ в забоях;
- широким фронтом ведения горных работ по высоте и в плане рабочей зоны;
- опережающим вхождением в следующую очередь через дно предыдущей очереди карьера;
- формированием товарного рудопотока путем комбинации рудных потоков из карьера и внешних складов забалансовой руды при увеличении ее доли в структуре рудного потока.

Исследования распределения полезного компонента в недрах и оценки показателей сложности рудных контуров показали, что:

- разные участки месторождения характеризуются разной сложностью рудных контуров, поэтому требуют корректировки технологических схем отработки;
- сложность рудного контура со снижением бортового содержания уменьшается;
- с увеличением высоты уступа запасы руды увеличиваются, а среднее содержание снижается;
- при одинаковой высоте уступа с увеличением бортового содержания, запасы руды уменьшаются с увеличением среднего содержания;
- рациональная высота уступа в карьерах Мурунтау и Мютенбай составляет 15 м, а при отработке складов – 10 м;

- потери и разубоживание при рациональной высоте уступа не превышают 5,0 и 12,0% соответственно.

По результатам исследований для карьеров Мурунтау и Мютенбай обоснована сеть эксплуатационной разведки из прямоугольных ячеек размером 4х4 м и 5,6х5,6 м. Такая сеть позволяет выявить участки рудного тела с разным содержанием, заданной вероятностью и установленной погрешностью оценки средних содержаний - не более 20%.

Решение задачи рационального определения сети эксплуатационной разведки реализовано с помощью разработанной экономико-математической модели и описывается следующим уравнением:

$$P = A \ln \frac{\sigma_{\max}^2}{\sigma_i^2} - B \frac{\sigma_{\max}^2}{\sigma_i^2}, \quad (1)$$

где P – экономическая эффективность сети разведки;

$\sigma_{\max}$, σ_i – межгрупповые вариации содержаний металла в блоке, рассчитываемые с помощью метода разрежения сети;

A – стоимостная оценка погрешностей геолого-разведочной информации;

B – единица затрат на бурение, опробование и анализ проб.

Оптимальная сеть находится из условия $\frac{dP}{d\sigma^2} = 0$,

которому соответствует соотношение (для квадратной сети):

$$\frac{a_o^2}{L_j^2} = \frac{B}{A}, \quad (2)$$

где a_o – сторона ячейки оптимальной сети, ориентированной вкрест простирания рудных тел;

L_j – характерный линейный размер эксплуатационного блока.

Исследованиями установлено, что характерный размер эксплуатационного блока не должен быть меньше 60 м. При таком размере блока максимальное значение коэффициента межгрупповой вариации содержаний металла в блоке 1,250, минимальное – 0,031, а их соотношение определяет величину $\frac{B}{A}$.

Решение уравнения (1) с использованием соотношения (2) позволяет определить сторону ячейки оптимальной разведочной сети, в рассматриваемом случае равную 4,5 м.

Разработана система технологических, технических и организационных решений, обеспечивающих повышение эффективности работы горно-перерабатывающего комплекса на основе вовлечения в производство техногенных ресурсов. Техногенные ресурсы, образованные при открытой разработке месторождения Мурунтау с экономически установленными границами «балансовая руда – забалансовая руда», вовлечены в производство циклично с последовательным приближением инте-



Рис. 1. Рекомендуемая структурная схема повышения эффективности системы «карьер-завод»

грального технико-экономического показателя комплекса к технически достижимому уровню.

В качестве интегрального технико-экономического показателя оценки эффективности работы горноперерабатывающего комплекса принята максимизация выпуска золота в текущем времени (рис. 1).

Усовершенствована система непрерывного проектирования и планирования открытых горных работ на основе применения динамических кондиций с использованием эффекта анизотропии содержания. Эта система взята за основу схемы циклической максимизации выпуска золота на конкретном отрезке времени с использованием складских запасов забалансовой руды, доля которой достигает 80% в

структуре перерабатываемой руды.

Эффективность управления рудным потоком карьера увеличивается в связи с установленной в техногенных месторождениях геометрической анизотропии содержаний золота, характер распределения которого зависит от способа и времени формирования этих месторождений.

Технология циклического использования техногенных ресурсов в системе «карьер-завод» базируется на следующей последовательности циклично повторяющихся действий: «Определение сырьевых ресурсов на основе динамических кондиций с учетом анизотропии полезных ископаемых → определение производительности горно-перерабатывающего комплекса (ГПК) на очередном этапе освоения месторождения → выделение добывающих и перерабатывающих объектов ГПК → выделение базовых функций объекта → детализация цели и идеи по повышению эффектив-

тивности базовых функций объекта → обоснование решений по повышению эффективности базовых функций объекта → выделение в базовых функциях обеспечивающих процессов → конкретизация технических решений для каждого обеспечивающего процесса → оценка эффективности реализации технических решений».

Результаты опробования геологоразведочных скважин и забоев, проведенного в 2006-2010 гг. при отработке складов забалансовых руд, позволили установить взаимосвязь распределения содержания со способом их формирования, охарактеризовав ее через геометрическую анизотропию.

Эта взаимосвязь была положена в основу классификации техногенных образований карьера Мурнтау по технологическому типу (табл. 1). Применение такой классификации на практике позволяет выбрать рациональную технологию отсыпки отвалов, средства механизации отвальных работ и технологию их разработки, ориентируясь на характеристику классификационного признака в конкретных условиях его реализации.

К типу I отнесены склады руды, которые формировались по циклической технологии с доставкой руды автомобильным транспортом и применением периферийного бульдозерного отвалообразования. Геометрическая анизотропия содержаний золота наиболее характерна и выражена в складах вытянутой конфигурации, формирование которых проводилось преимущественно одним ярусом на протяжении длительного времени (рис. 2).

Таблица 1

Рекомендуемая классификация складов по распределению содержаний

Тип склада	Наличие анизотропии содержаний	Способ разработки забоя
1	Анизотропия содержаний имеется:	Валовый Селективный
1.1	– в горизонтальной плоскости;	
1.2	– в вертикальной плоскости	
2	Анизотропия содержаний отсутствует:	Селективный Валовый
2.1	– многоярусный склад при несогласном формировании ярусов по циклической технологии;	
2.2	– склад при формировании ярусов по поточной технологии	

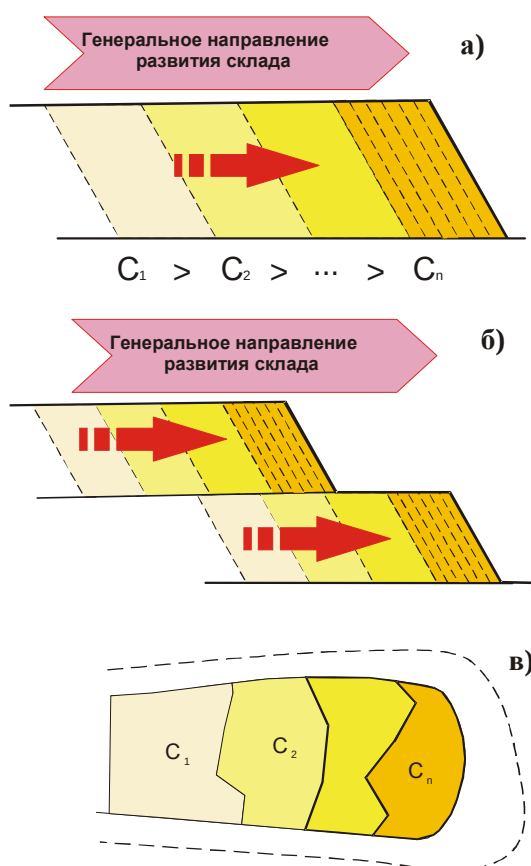


Рис. 2. Модель формирования складов типа I одним (а) или двумя ярусами (б) с моделью распределения по площади (в) полезного компонента: C_1, C_n – среднее содержание золота в выделенном блоке; $\rightarrow$ направление формирования яруса склада

К типу II отнесены многоярусные склады, которые формировались циклично с доставкой руды автомобильным транспортом при периферийной отсыпке пород (рис. 3). Отличительной особенностью образования складов данного типа являются не согласованные направления формирования ярусов склада.

Такие склады образовывались на ограниченных площадях, а их развитие велось преимущественно в высоту. В результате в таких складах отсутствует анизотропия золота как по площади, так и по высоте. Однако в объеме склада могут быть оконтурены блоки со значимым различием содержания полезного компонента.

Разработана система формирования рудного потока карьера при освоении месторождений природного и техногенного происхождения. Установлено, что последовательное истощение запасов месторождений обуславливает необходимость «ступенчатого» пересмотра проектных кондиций в сторону уменьшения с повышением статуса запасов забалансовой руды в недрах и на складах до статуса балансовых запасов. При этом на каждой «ступени» пересмотра последовательно выделены

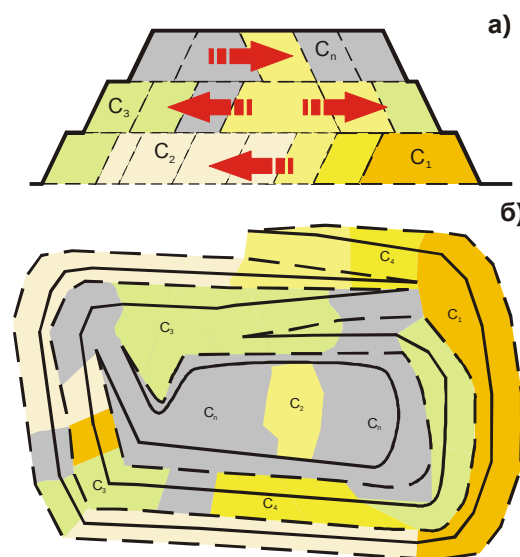


Рис. 3. Схема формирования складов типа II несколькими ярусами с моделью распределения по высоте (а) и площади (б) полезного компонента: C_1, C_n – среднее содержание золота в выделенном блоке, $\rightarrow$ направление формирования яруса склада

плановые долгосрочные кондиции, определены периоды работы с плановыми краткосрочными кондициями, направленными на формирование рудного потока в режиме реального времени. В результате такого подхода образована иерархически взаимосвязанная система кондиций, каждому иерархическому уровню которой соответствует функциональное назначение, временной период и приемы формирования рудного потока по обеспечению планового выпуска золота.

Доказано, что управление минерально-сырьевыми ресурсами при внешнем динамическом изменении задания по выпуску золота опирается на комплекс таких приемов формирования ответной реакции, как осознанное и планомерное изменение бортового содержания с опережающей корректировкой планов горных работ и применение технологического, технического, организационного и экономического способов для адекватной реакции на изменение программы выпуска золота. Управление минерально-сырьевыми ресурсами при внутреннем динамическом изменении условий ведения горных работ 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 выемочном блоке, затем на участке природно-технологической зоны и так до того уровня системы, на котором отклонение, вызванное возмущающим воздействием, будет нейтрализовано. Практически непрерывное корректирующее планирование и проектирование горных работ в связи

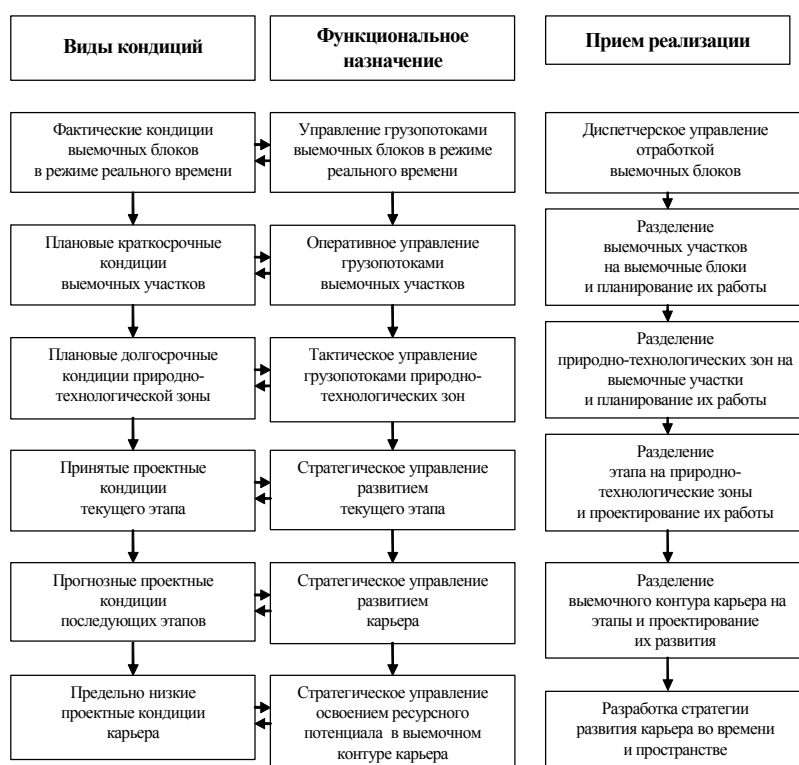


Рис. 4. Схема взаимосвязей вида кондиций с их функциональным назначением и приемами реализации

с динамическими изменениями геологической и горнотехнической ситуации позволяет избежать ошибок в развитии горных работ, связанных с эффектом суммации последствий от внутренних возмущающих воздействий.

Внедрение разработанного метода оперативного управления сырьевой базой на основе динамических кондиций предусматривает использование существующих временных складов забалансовой руды с выявленной анизотропией содержаний в качестве буферного элемента в рудном потоке карьера, т.е. характерной (наиболее «богатой» или, наоборот, «бедной») части добываемой товарной руды (5÷15%), которая в этом случае направляется во временный склад и используется при необходимости для регулирования качественных параметров рудного потока карьера. Разработанный метод позволяет оперативно изменять качественные параметры руд-

ного потока карьера, обеспечивая повышение эффективности использования минерально-сырьевых ресурсов в заданный период времени.

Усовершенствованная система непрерывного проектирования и планирования открытых горных работ предусматривает определение условий наиболее полного использования ресурсного потенциала месторождения и подготовку материалов об экономически доступных запасах на текущий момент времени.

Схема взаимосвязей вида кондиций с их функциональным назначением и приемами реализации приведена на рис. 4.

Выемочный блок, выемочный участок, природно-технологическая зона, этап развития карьера, предельный выемочный контур карьера характеризуются определенными пространственными и временными границами. Определенность этих границ уменьшается по мере продвижения от границ выемочного блока к границам этапа развития карьера. На практике внутри текущего этапа развития карьера заранее создаются предпосылки

для перехода к последующему этапу, в котором элементы текущего этапа развития продолжают существовать еще некоторое время. Субъективно при отработке запасов этапа в той или иной мере идет обеднение запасов в недрах, качество которых стремится к качеству запасов последующего этапа.

Оставление руды пониженного качества в границах текущего этапа влечет за собой смещение временных и пространственных границ в сторону ускорения перехода к последующему этапу (рис. 5). При этом оставление запасов руды не приводит к снижению степени извлечения запасов месторождения, поскольку их качественные характеристики по определению не могут быть ниже характеристик запасов последующего этапа. Следует также иметь в виду, что складские забалансовые запасы предыдущего этапа являются буфером при переходе к последующему этапу освоения месторождения, а

доступность оставшихся запасов должна быть обеспечена. Смещение временных и пространственных границ в сторону ускорения перехода на пониженные кондиции касается не только этапов развития карьера, но и природно-технологических зон, выемочных участков и бло-

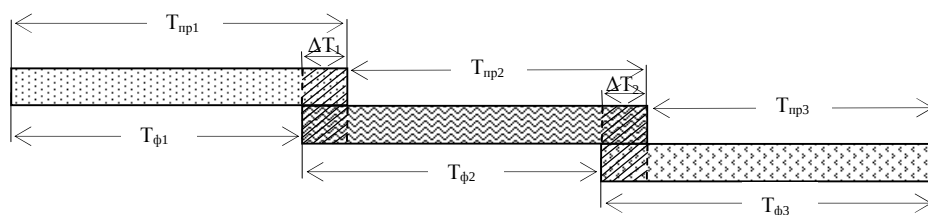


Рис. 5. Схема смещения границ этапов во времени в результате «обедняющего» эффекта от применения динамических кондиций: $T_{пр}$, $T_{ф}$, ΔT – соответственно, проектная, фактическая и совмещенная продолжительность этапов

ков.

Система непрерывного проектирования и планирования горных работ дополняется использованием эффекта анизотропии структурных параметров разрабатываемых горных массивов, для чего генеральное направление перемещения фронта горных работ ориентировалось параллельно, а выемочные блоки – перпендикулярно линии наибольшего коэффициента анизотропии. Данное усовершенствование системы непрерывного проектирования и планирования горных работ обеспечило минимизацию потерь при разработке горных массивов и облегчило применение динамических кондиций в реальных условиях (рис. 6).

Исследованиями обоснована структура формирования и движения минерально-сырьевых потоков в системе «карьер-завод» (рис. 7). В отдельные грузопотоки выделяются сорта балансовой и забалансовой руды, вскрышных пород.

Управление структурой формирования и движения минерально-сырьевых потоков в системе «карьер-завод» во времени позволяет компенсировать дефицит добываемой руды в карьере забалансовой рудой внешнего склада от предыдущего этапа освоения месторождения.

Руда из склада позволяет реализовывать в карьере стратегию регулирования интенсивности понижения горных работ в природно-технологических зонах. Для этого после отработки природно-технологической зоны до промежуточного контура на время выполнения вскрышных работ ведется добыча и отгрузка на завод забалансовой руды из внешнего склада. После окончания вскрышных работ рудная зона вновь интенсивно понижается до следующего промежуточного контура, что позволяет управлять сырьевыми ресурсами.

В качестве примера рассмотрены варианты набора плана до 2015 г. Варианты основываются на расчетной производительности карьера по выемке горной массы и достигаемых темпах понижения. Результаты расчетов показывают, что применение рекомендуемого варианта формирования рудного потока в зависимости от вовлечения в переработку руд добычи и руд, отгружаемых с внешнего склада карьера, обеспечивает увеличение отгрузки в пересчете на металл по сравнению с работой по проектному варианту и по сравнению с ТЭО-2009 в период 2011-2015 гг.

Выполненными исследованиями для системы «карьер – завод» установлена граница рентабельной

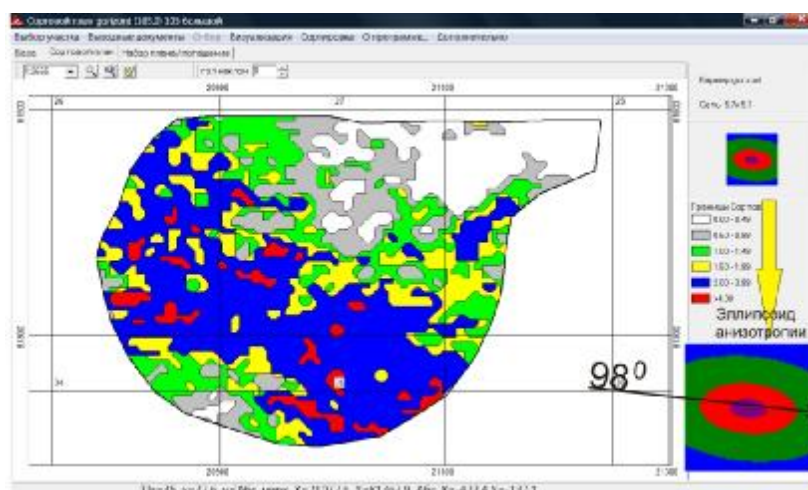


Рис. 6. Пример определения коэффициента анизотропии содержания золота в плане выемочной единицы

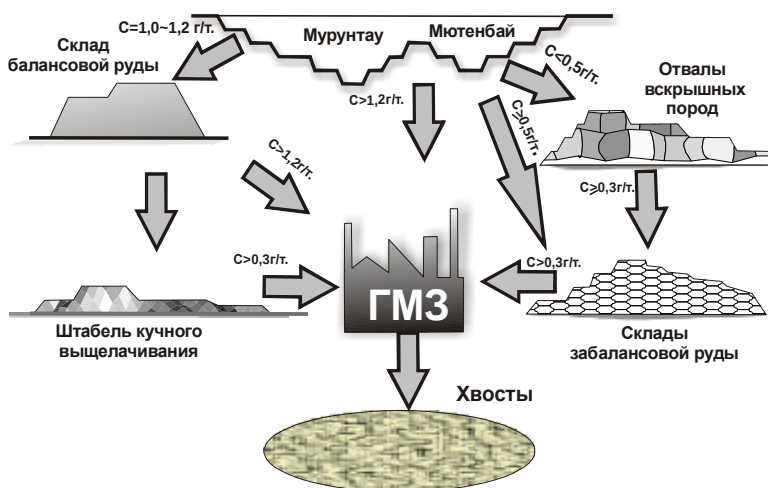


Рис. 7. Структура формирования и движения минерально-сырьевых потоков в системе «карьер – завод»

переработки минерального сырья техногенных образований в зависимости от содержания металла в руде и мировой цены реализации золота. Так, при мировой цене реализации золота, равной 1440 \$/oz., рентабельной будет переработка руды на ГМЗ-2 с содержанием более 0,31 g/t, при цене 1600,0 \$/oz – 0,28 g/t. Таким образом, на основе выполненных исследований осуществлено решение актуальной научной задачи по разработке методов и средств формирования рудного потока на месторождениях с условными границами рудных тел путем реализации усовершенствованной системы непрерывного проектирования и планирования открытых горных работ, внедрение результатов которой на объединенном карьере «Мурунтау–Мютенбай» Навоийского горно-металлургического комбината продлевает время эффективной работы системы «карьер-завод» и обеспечивает получение суммарного экономического эффекта в размере ~2,5 млн. долларов в год.

БУРЕНИЕ В ЗОНАХ НЕУСТОЙЧИВОСТИ ВОСТОЧНО-КУРАМИНСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО ПОЛЯ РАСТВОРАМИ ПАВ

Махмудов О.С., начальник ЗУС НГМК; **Кадыров А.А.**, заведующий НИЛ «Дисперсные системы» ТХТИ, докт. техн. наук; **Кадыров Н.А.**, научный сотрудник НИЛ «Дисперсные системы» ТХТИ; **Шералиева О.А.**, младший научный сотрудник НИЛ «Дисперсные системы» ТХТИ

Проблема предотвращения осложнений, связанных с осыпями, обвалами горных пород и ковернообразованием при прохождении зон разломов и дроблений Восточно-Кураминского золоторудного поля является актуальным вопросом геологоразведочного бурения. Слабая изученность этой проблемы, отсутствие эффективных буровых растворов являются причинами многих осложнений и аварий, встречающихся в этом регионе при пересечении скважинами геологических отложений независимо от мощности и глубины их залегания.

Для предупреждения этих осложнений нами разработана рецептура высоко эффективного бурового эмульсионного раствора на основе анионного поверхностно-активного вещества (ПАВ), получаемого из местного сырья.

Нами подобраны оптимальные соотношения, а также концентрация композиции, состоящей из ПАВ и акрилового полимера, изучены их основные физико-химические и технологические (плотность, условная вязкость, водоотдача, статическое напряжение сдвига, толщина корки, стабильность) свойства. Изучено влияние метода приготовления эмульсии на его технологические свойства, также зависимость последних от концентрации (табл. 1 и 2).

Композиция в виде прямой эмульсии (10-15% водный раствор ПАВ) с добавкой полимера может

применяться в качестве бурового раствора при бурении в зонах разломов и дроблений, а также ковернообразования.

Согласно инновационной программе работ Ташкентского химико-технологического института (ТХТИ), по опытно-промышленному испытанию реагента ОГС (олигомерный гидролизированный состав) в Восточно-Кураминской экспедиции при бурении геологоразведочных скважин было проведено испытание реагента ОГС.

Исходные данные по скважинам 1028 и 1030, участок Междуречье, м/р Кызыл – олма (бригада 5), где осуществлялось испытание реагента:

- проектная глубина - 350 m;
- тип бурового агрегата - WERSA-DRILL KMB-1.45;
- способ бурения - колонковый ССК;
- диаметр бурения - 76 mm.

Испытания эмульсионного бурового раствора на основе реагента ОГС проведено в интервале 50-350 m. Согласно данным ПТО экспедиции, этот интервал характеризуется средней категорией пород 9-10 (м/р Кызыл-олма). Данный интервал в основном состоит из туфа андезит-дацитового состава, гранодиарита, ферзита. Методика применения реагента ОГС состоит из следующих этапов:

Предварительно в глиномешалке по рецептуре и технологии, разработанной в ТашХТИ, готовится 10-12%-ный водный раствор ОГС.

Рецептура раствора эмульсии из расчета приготовления в 2-х кубовой глиномешалке следующая.

Набирают в глиномешалку 1 м³ холодной или теплой воды, затем при работающей мешалке необходимо загрузить 180-200 kg реагента ОГС. Через 20-25 min. перемешивания эмульсионный раствор готов. После этого, глиномешалка долиняется водой до полного объема, снова перемешивается в течение 5 min. Готовый раствор спускается в

Таблица 1

Влияние методов приготовления эмульсии на её эксплуатационные параметры

Метод приготовления	Условия приготовления	Технологические параметры					
		Y, g/cm ³	CHC, mg/cm ²		B ₃₀ cm ³	K, mm	T ₅₀₀ , s
			1 min	10 min			
Лопастная мешалка типа ЛП=250об/мин	10 min перемешивания	1,01	4,0	8,0	11	2	21
	20 min перемешивания	1,01	5,5	9,0	9,5	1,5	27
	50 min перемешивания	1,02	6,0	11,0	8,5	1	31
	100 min перемешивания	1,01	8,0	15,0	7	0,5	34
Роторно-пульсационный аппарат	1 цикл	1,00	4,0	6,0	9	1	29
	2 цикла	1,00	7,0	12,0	8	1	26
	4 циклов	1,02	8,0	15,0	7	0,5	32
	8 циклов	1,02	10,0	25,0	7	0,5	34

Таблица 2

Изменение технологических параметров от концентрации эмульсии

Концентрация эмульсионного раствора		Технологические параметры					
		Y, g/cm ³	T, s	B, cm ³	K, mm	pH	CO ₂ , %
1.	5%-ный раствор эмульсии	1,05	18	13	1	8,5	2
2.	10%-ный раствор эмульсии	1,01	20	10	1	8,5	1
3.	15%-ный раствор эмульсии	1,02	23	9	1	8,0	1
4.	20%-ный раствор эмульсии	1,03	26	6	0,5	9,0	0,5
5.	25%-ный раствор эмульсии	1,04	29	5	0,5	9,0	0

запасную емкость. Полученная по данной технологии эмульсия имеет следующие технологические параметры:

- удельный вес - 1,02-1,03 g/cm³;
- условная вязкость по СПВ -5-17-18 s;
- водоотдача по ВМ-6 - 6-8 cm³;
- толщина корки - 0,1 и менее mm;
- pH - 8,5- 9,5.

Раствор с этими параметрами был закачан в скважину на глубину 50 m и начато промышленное испытание эмульсионной промывочной жидкости. В процессе бурения происходило попадание выбуренной породы в циркулирующий раствор, который отстаивался на выходе из скважины в отстойниках. При этом шел процесс изменения параметров эмульсии, который происходил в основном за счет поступления в промывочную жидкость тонко диспергированного выбуренного шлама. В процессе бурения при ухудшении параметров эмульсионного бурового раствора (водоотдача больше 10-12 cm³) производилась добавка в циркулирующий раствор свежеприготовленной эмульсии.

Основные параметры режима бурения были следующие:

- осевая нагрузка – 1100 kg/сила;
- частота вращения шпинделя – 1150 об/min;
- механическая скорость - 5-6 m/h;
- расход промывочной жидкости - 10-15 l/min.

Испытания реагента ОГС были проведены также и на участке Токберды, м/р Коч-булак на скважинах 5095, 5094 (буровая бригада 2). Исходные данные по скважине были следующие:

- проектная глубина - 250-280 m;
- тип бурового агрегата - ЗИФ 350 M;
- способ бурения - колонковый ССК;
- диаметр бурения - 76 mm.

Интервал применения реагента составил 60-280 m., средняя категория пород 8-9.

Технология приготовления эмульсионного бурового раствора из ОГС и его применения такая же, как на участке Междуречье м/р Кызыл-олма.

Основные параметры режима бурения были следующие:

- осевая нагрузка – 1100 kg/сила;
- частота вращения шпинделя - 460 об/min;

- механическая скорость - 3,2 m/h;
- расход промывочной жидкости - 10-15 l/min.

Особо сложные интервалы бурения в обоих участках проходили с применением композиции, состоящей из эмульсии ОГС с добавкой 0,1% (на сухое) полимерных реагентов КМЦ или К-4. При этом добились еще большего снижения параметра водоотдачи, образования тонкой эластичной гидрофобизирующей корки на стенках скважины, интенсивного выноса выбуренной породы, что, в конечном счете, способствовало успешной проходке зон осыпей, обвалов и заклинивания буринструмента.

Выход керна составил 90-100%, в то время, как при использовании малоглинистого бурового раствора без добавок полимера и ОГС выход керна составлял всего 50%.

В процессе работы по испытанию эмульсии на основе ОГС осуществлялся постоянный контроль за параметрами бурового раствора, а также за режимом бурения.

Контроль осуществлялся совместно с сотрудниками ТашХТИ и работниками ГРЭ.

Основные выводы по опытно-промышленному испытанию ОГС:

1. Бурение интервала 50-350 m, характеризующегося зоной разлома и трещиноватостей, где часто наблюдались осыпи и обвалы стенок скважин, было успешно пройдено без осложнений.

2. Эмульсионный раствор в процессе бурения был стабилен, обеспечивал тонкую фильтрационную корку, которая гидрофобизировала легко набухающие и осыпающиеся горные породы с одновременным оказанием смазывающего воздействия на породоразрушающий бурильный инструмент.

3. В процессе бурения с применением эмульсии наблюдалось некоторое пенообразование выходящей из скважины промывочной жидкости, которая со временем гасилась за счет удлинения пути отстаивания от выхода из скважины до насоса.

4. Выход керна составил 90-100%. В целом применение эмульсии оценивается положительно, и данный реагент ОГС рекомендуется к более полному и широкому внедрению.

ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПРОФИЛЬНОГО СЕЧЕНИЯ ВЫЕМОК ВЗРЫВАМИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА В ОПЛЫВАЮЩИХ ПЕСЧАНЫХ ГРУНТАХ

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

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 (рис. 1, 2).

При образовании удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах наблюдается вспучивание грунтового массива по оси выемки. Ударная волна, возникающая при взрывах траншейных зарядов выброса, идет по грунтовому массиву и имеет большую скорость, фронт которой приводит при ее отражении от открытой поверхности грунта к движению последнего в вертикальном направлении. После выброса в оставшейся невыброшенной части грунта возникает сила тяжести, приводящая к движению разжиженного грунта и лежащего на нем дробленого грунта к оси выемки и образованию за счет движения по инерции вспученной зоны в центре выемки.

Разработанные ранее технологии образования удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах недостаточно эффективны, поскольку значительная часть грунта, поднятая взрывом, вновь возвращается в выемку при падении. Установлено, что боковые отрезные щели в сложных гидрогеологических условиях практически не эффективны из-за большой текучести оплывающих песчаных грунтов.

Комплексные вопросы по разработке взрывной технологии образования удлиненных выемок с предварительным уплотнением их дна и бортов взрывами траншейных зарядов выброса с использованием боковых камуфлетных скважинных зарядов

и раствора поверхностно-активных веществ (ПАВ), повышающих их устойчивость и эксплуатационную долговечность в сложных гидрогеологических условиях, практически не рассмотрены. Теоретические исследования [1] показали, что деформация в грунтовом массиве взрывами линейных зарядов выброса с расстоянием изменяется по формуле:

$$e_k = k_e (x/r_0)^{-m_e}, \quad (1)$$

где k_e - коэффициент, учитывающий деформацию водонасыщенного грунтового массива;

x - расстояние от центра линейного заряда выброса, м;

r_0 - радиус заряда, м.

Обозначая расстояние от центра линейного заряда выброса ($x=R_{упл}$) до зоны уплотнения грунтового массива, получим:

$$r_0 = R_{упл} (\epsilon_k / k_e)^{1/\mu_e}, \quad (2)$$

Линейная масса заряда выброса определяется по формуле:

$$Q = \pi r_0^2 \rho_{ов} = \pi \rho_{ов} R_{упл}^2 (\epsilon_k / k_e)^{2/\mu_e}, \quad (3)$$

где $\rho_{ов}$ - плотность используемых ВВ, т/м³;

μ_e - коэффициент, учитывающий деформационные свойства грунта.

В результате экспериментальных исследований [2] в полигонных и промышленных условиях, а также статистической обработки полученных результатов разработана методика расчета массы траншейного заряда выброса с использованием раствора ПАВ в оплывающих песчаных грунтах:

$$Q = \frac{22 - k_1 (q - 3)^2}{1500 \cdot R_{упл}} \cdot (W + h_{обв})^2 \left(\frac{\phi + 15}{30} \right)^2, \text{ кг/м}, \quad (4)$$

где k_1 - коэффициент, учитывающий степень плотности взрывающего грунтового массива, $k_1=7$;

q - удельный расход заряда выброса, кг/м³;

W - линия наименьшего сопротивления, м;

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

ϕ - угол откоса грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, град.;

$R_{упл}$ - радиус зоны уплотнения массива, м.

Преобразуя формулы (3) и (4), получена формула расчета радиуса зоны уплотнения оплывающего песчаного грунта:

$$R_{\text{пл}} = \sqrt[3]{\frac{22 - k_1(q-3)^2}{1500 \cdot \pi \rho_{\text{ос}} (\epsilon_k / k_{\text{е}})^{2/\mu_{\text{е}}}} \cdot (W + h_{\text{ос}})^2 \left(\frac{\phi + 15}{30}\right)^2}, \text{ м.} \quad (5)$$

Объёмная деформация грунтового массива связана с ее плотностью соотношением:

$$e_k = (r_k - r_0) / r_k, \quad (6)$$

где r_0 , r_k - плотности грунтового массива перед и на фронте продуктов ударных волн, kg/m^3 .

Плотность грунтового массива перед фронтом продуктов ударных волн определяется по формуле:

$$r_0 = (1 + 0,001 \cdot W_g) \gamma_{\text{ск}}, \text{ kg/m}^3, \quad (7)$$

где W_g - массовая влажность грунта, дол. ед.;

$\gamma_{\text{ск}}$ - плотность скелета грунта, kg/m^3 .

Получены формула расчёта деформации грунтового массива:

$$\epsilon_k = \frac{\rho_k - (1 + 0,001 \cdot W_g) \gamma_{\text{ск}}}{\rho_k} \quad (8)$$

и формула расчёта радиуса зоны уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов при взрыве линейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ:

$$R_{\text{пл}} = \sqrt[3]{\frac{22 - k_1(q-3)^2}{1500 \cdot \pi \rho_{\text{ос}} \left(\frac{\rho_k k_{\text{е}}}{\rho_k - (1 + 0,001 \cdot W_g) \gamma_{\text{ск}}} \right)^{2/\mu_{\text{е}}}} \cdot (W + h_{\text{ос}})^2 \left(\frac{\phi + 15}{30}\right)^2}. \quad (9)$$

Для определения размеров зон уплотнения массивов оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса проводились опытно-промышленные взрывы.

Проходка зарядной траншеи шириной 0,8 м и глубиной, равной глубине профильного сечения выемки, осуществлялась экскаватором ЭТЦ-252. В исследованиях количество зарядных траншей в зависимости от размеров сечения выемки, образуемой взрывами на выброс, составило от 2 до 3, а расстояние между зарядными траншеями в экспериментах – 5-10 м. Оптимальное расстояние между траншейными зарядами устанавливалось после каждой серии взрывов по маркшейдерским замерам.

Заряжание траншеи производилось промышленными ВВ, предназначенными для открытых и подземных горных работ кроме шахт, опасных по газу и пыли.

В качестве промежуточных детонаторов для усиления мощности и надежности детонации основного заряда использовали аммонит 6ЖВ (порошок в мешках массой 40 кг), который укладывали в траншейный заряд через каждые 25-40 м в зависимости от массовой влажности взрывающего грунтового массива.

Для инициирования ВВ по длине траншейного заряда применялся детонирующий шнур марки ДШЭ-12 в две нити, концы которого в начале и конце взрывающей траншеи выводились на земную поверхность.

Экспериментальные взрывы проводились при различных удельных расходах ВВ, равным 2,5; 3,0; 3,5; 4,0 и 4,5 kg/m^3 .

Забойка и обваловка зарядных траншей производились грунтом, вынимаемым из контура профильного сечения выемки с использованием бульдозера.

Подрыв подготовленных траншейных зарядов выброса производился электродетонаторами, подсоединенными к ДШЭ-12 в местах вывода его на земную поверхность с применением взрывной машинки марки КПМ-1А. После каждой серии промышленных взрывов проводились маркшейдерские замеры по определению размеров выемки. Плотность грунта определялась с использованием плотногомера ПКЗ-1 конструкции Л.П. Загоруйко.

Исследованиями установлено, что особенностью действия взрыва траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве оплывающих песчаных грунтов является зональный характер деформирования. Плотность грунта вблизи очага взрыва по направлению к оси y , равной 1,5 м, имеет максимальное значение, около 2 t/m^3 , образуя зону повышенной плотности. По мере увеличения глубины залегания грунта, плотность снижается и при достижении минимума, равного плотности 1,22-1,25 t/m^3 , образуется зона разжижения. Дальнейшее увеличение расстояния от очага взрыва по направлению к оси y , равной 3,0 м и более, плотность массива в оплывающих песчаных грунтах возрастает и, достигнув максимума, равного плотности 1,6 t/m^3 , образует зону пониженной плотности в интервале 1,5-3,5 м.

В результате исследования установлены эквипотенциальные границы размеров зон уплотнения с четырьмя характерными точками: А, В, С, Д и радиусы зоны уплотнения по направляющим этих точек - $R_T^B, R_{\text{ц}}, R_T^H, R_0$ (рис. 1).

Установлены зоны повышенной, разжижения и пониженной плотностей и определены радиусы зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов в верхней, средней и нижней частях торца траншейного заряда выброса по направлению к оси x и ради-

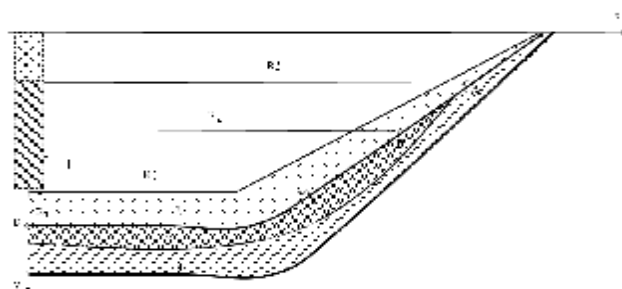


Рис. 1. Зоны уплотнения оплывающих песчаных грунтов при взрыве траншейных зарядов выброса: 1 – траншейные заряды выброса; 2 – зона повышенной плотности; 3 – зона разжижения; 4 – зона пониженной плотности; $R_T^B, R_{\text{ц}}, R_T^H$ – соответственно, радиусы зоны уплотнения массива в оплывающих песчаных грунтах из верхней, средней и нижней частей торца траншейного заряда ВВ по направлению к оси x , м; R_0 – радиус зоны уплотнения под траншейным зарядом выброса по направлению к оси y , м

ус зоны уплотнения под траншейным зарядом выброса по направлению к оси у. Определены размеры зон уплотнения массива, зависящие от удельного расхода, массы заряда, угла грунтовой обваловки и степени плотности взрывающегося массива.

Для определения размеров зон уплотнения выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с использованием ПАВ проводились лабораторные и опытно-промышленные исследования [3].

В лабораторных условиях определялись зависимости изменения поверхностного натяжения, показателя преломления, водородного показателя и электропроводности эмульгаторов CF-8901, FF/4 и гидроокиси алюминия в зависимости от их концентрации.

В лабораторных условиях [3] изучены воздействия различных растворов ПАВ на затвердевание оплывающего песчаного грунта.

В промышленных условиях [4, 5] проведены исследования изменения размеров зон уплотнения выемок в массиве оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса с использованием различных типов раствора ПАВ.

Проходка двух зарядных траншей шириной по 0,8 м и глубиной, равной глубине уровня грунтовых вод, в массиве осуществлялась экскаватором ЭТЦ-252. Расстояние между траншейными зарядами составляло $8,0 \pm 0,5$ м. В предварительно изготовленные полиэтиленовые рукава заливали растворы ПАВ и опускали в траншею. Растворы ПАВ использовались для уплотнения дна и бортов выемки массива оплывающих песчаных грунтов. В качестве ПАВ применялись растворы CF-8901, FF/4 и гидроокиси алюминия. Заряжание траншей производилось с применением промышленных ВВ, предназначенных для открытых и подземных горных работ, кроме шахт, опасных по газу и пыли. Промежуточные детонаторы, для усиления мощности и надежности детонации основного заряда, устанавливались через каждый 25-40 м. Для инициирования ВВ по длине траншейных зарядов применялись две нити ДШЭ-12, концы кото-

рых выводились на земную поверхность. Забойка и обваловка зарядной траншеи грунтом производились бульдозерами марки С-130. Подрыв подготовленных траншейных зарядов выброса производился электродетонаторами, подсоединенными к ДШЭ-12 в местах вывода на земную поверхность с применением взрывной машинки КПМ-1А.

Экспериментальные взрывы производились при удельных расходах ВВ, равных 1,5; 2,0; 2,5; 3,0 и 3,5 kg/m^3 и углах грунтовой обваловки 10, 15, 20, 25° в различных по степени плотности оплывающих песчаных грунтах. После каждой серии промышленных взрывов проводились замеры по определению плотности глубины массива взрывом траншейных зарядов выброса с применением растворов CF-8901, FF/4 и гидроокиси алюминия.

Определялись размеры зон уплотнения боковых выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами камуфлетных скважинных зарядов с использованием различных типов раствора ПАВ. Для оценки условий наибольшего разрушения структуры и последующего уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов проведены взрывы камуфлетными скважинными зарядами при различной массе и глубине их заложения с целью выбора эффективных параметров уплотнения. Заранее подготовленные заряды из промышленного ВВ с установленными в них ампулами с раствором ПАВ опускались в скважины, и производился их подрыв. После каждой серии взрывов определялись радиусы эффективного действия взрыва и зоны уплотнения в зависимости от массы заряда и глубины их заложения при различных растворах ПАВ и степенях плотности оплывающих песчаных грунтов.

В промышленных условиях [6-8] исследовалось изменение размеров зон уплотнения выемок в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с применением различных типов раствора ПАВ.

Установлено, что при использовании раствора ПАВ типа FF/4 плотность грунта вблизи очага взрыва имеет максимальное значение, а при использова-

нии раствора ПАВ CF-8901 – минимальное. По мере удаления от очага взрыва на расстояние 2-3 м плотность зоны уплотнения грунта незначительно снижается и составляет, соответственно, 1,87 t/m^3 для раствора FF/4 и 1,7 t/m^3 для раствора CF-8901. Дальнейшее увеличение расстояния на 3 м и более приводит к постоянству плотности массива оплывающих песчаных грунтов.

Исследованиями установлено, что под воздействием раствора ПАВ зоны повышенной плотности, разжижения и пониженной плотности сли-

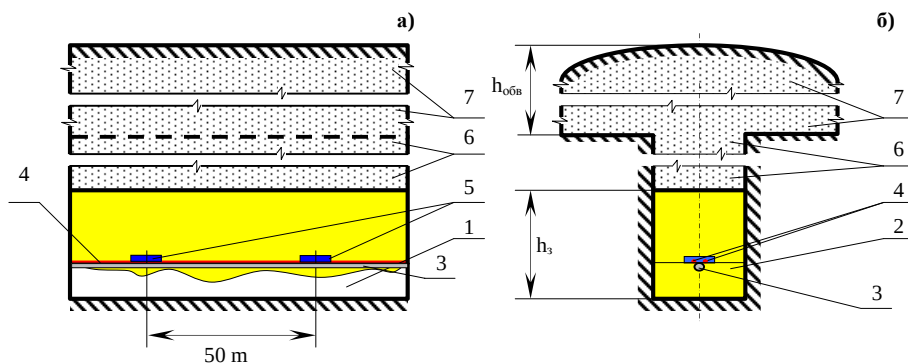


Рис. 2. Способ формирования траншейных зарядов выброса с применением раствора ПАВ: а – продольный разрез траншеи; б – поперечный разрез траншеи; 1 – полиэтиленовая пленка; 2 – слой рыхлого промышленного ВВ; 3 – капсулы с раствором гидроокиси алюминия; 4 – детонирующий шнур; 5 – промежуточный детонатор;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

ваются в единую зону уплотнения.

Таким образом, наиболее эффективным раствором ПАВ для уплотнения оплывающего песчаного грунта является FF/4, но в связи с тем, что данный ПАВ импортируется и дорогостоящий, предпочтение отдается раствору гидроокиси алюминия.

Проведенные исследования позволили разработать способ формирования траншейного заряда выброса с использованием раствора ПАВ, обеспечивающий устойчивость удлиненных выемок за счет закрепления образующихся зон разжижения поверхностно-активным веществом (рис. 2).

При данном способе по оси проектного контура выемки проводят щель шириной 0,8 м и глубиной до уровня грунтовых вод, укладывают полиэтиленовую пленку по периметру щели, устанавливают капсулы с раствором гидроокиси алюминия (при соотношении 10 г на 1 л воды), размещают заряд рассыпного промышленного ВВ, прокладывают не менее двух нитей детонирующего шнура и промежуточные детонаторы из мешков аммонита 6ЖВ массой по 40 кг через каждые 50 м.

Далее производят забойку и обваловку грунтом, вынимаемого из проектного сечения выемки и взрывают.

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 закрепление дна и откосов выемки будущего сооружения.

В промышленных условиях определена эксплуатационная долговечность удлиненной выемки взрывом траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах по разработанному способу. Установлено, что в удлиненной выемке в начальный период эксплуатации средняя глубина потока воды имеет тенденцию к снижению.

Это связано с тем, что в результате взрыва разрыв 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.

Исследованиями также 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 гидроразрыв, действуя на бока выемки и рыхлый слой обратного упавшего грунта, слегка смывает его и тем самым увеличивает размер выемки, понижая уровень воды в нем. При более длительной эксплуатации удлиненная выемка принимает устойчивую форму за счет усиленной кальматации.

При использовании раствора гидроокиси алюминия откосы выемки закрепляются за счет ПАВ и дополнительно уплотняются.

Удлиненная выемка, образованная взрывом траншейных зарядов выброса с использованием раствора гидроокиси алюминия при эксплуатации более одного года, принимает устойчивую форму за счет усиленной кальматации боковых стенок. При этом уровень воды в удлиненной выемке постепенно снижается.

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

Разработанный способ формирования траншейного заряда выброса с использованием раствора ПАВ внедрен на объекте «Строительство коллектора Машанкуль-Судочье» в Кунградском районе Республики Каракалпакстан. В результате внедрения получен фактический экономический эффект в размере 16 605,0 млн. сумов.

Исследования проведены в соответствии с тематическим планом государственной научно-технической программы государственного комитета по координации и развитию науки и технологий при Кабинете Министров Республики Узбекистан на тему 5-038 – «Разработка технологии уплотнения грунтов при образовании удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса».

Список литературы

1. Механический эффект взрыва в грунтах. / Под ред. Лучко И.А. – Киев: Наукова Думка, 1989. – 232 с.
2. Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р., Заиров Ш.Ш. Методика определения размеров зон уплотнения выемки в оплывающих песчаных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с использованием ПАВ. – Навоий, 2009. – 34 с.
3. Норов Ю.Д., Насиров У.Ф. Образование выемок взрывами траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах. – Ташкент: Фан, 2007. – 134 с.
4. Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Насриддинов И.Б., Тураев А.С., Насиров У.Ф., Назаров З.С. Методика расчета параметров траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве. – Ташкент: Фан, 2000. – С. 10.
5. Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р., Заиров Ш.Ш. Методика исследования размеров зон уплотнения массива оплывающих песчаных грунтов взрывами траншейных зарядов выброса в промышленных условиях. – Навоий, 2009. – 40 с.
6. Насиров У.Ф. Изменение зоны уплотнения массива действием траншейных зарядов выброса. // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2006. – №2. – С. 24-25.
7. Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Саидова Л.Ш. Исследование изменения размеров сечения выемки в оплывающих песчаных грунтах в зависимости от удельного расхода траншейных зарядов выброса с использованием раствора ПАВ. // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2010. – №1. – С. 26-29.
8. Насиров У.Ф. Исследование зоны повышенной плотности массива в оплывающих песчаных грунтах при взрыве траншейных зарядов выброса // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2010. – №1. – С. 14-18.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАЗВАЛА ПРИ ПЕРЕМЕЩЕНИИ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВАМИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ

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

Для определения основных параметров развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ проведены опытно-промышленные взрывы на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов (рис. 1-6, табл. 1-6).

Бурение скважин производилось буровым станком СБШ-250МН. В качестве промышленного ВВ использовали игданит, а промежуточного детонатора – патронированный нобелит-216Z диаметром 70 мм при массе 2 кг.

Конструкция зарядов принималась сплошной, а инициирование – обратное. Заряжание скважин производилось механизированным способом с использованием зарядной машины. Забойка осуществлялась 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 ПИВ-100М. Взрывание производилось короткозамедленным способом с величиной замедления 35 ms. Схема взрывания – порядная, обеспечивающая наибольшую дальность перемещения породы.

В первом блоке проводилась серия взрывов для определения ширины и высоты развала в зависимости от удельного расхода ВВ, ширины заходки и угла наклона скважин. Удельный расход ВВ в экспериментах изменяли от 0,7 до 2,0 кг/м³, ширину заходки принимали 15, 20, и 25 м, угол наклона скважин к вертикали – 0°, 15°, 30°, при этом высота уступа составляла 10 м.

Во втором блоке была осуществлена серия взрывов для определения ширины и высоты развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов в зависимости от угла наклона скважин, высоты уступа и удельного расхода ВВ. Угол наклона скважин к вертикали изменяли от 0 до 30°. Удельный расход ВВ в экспери-

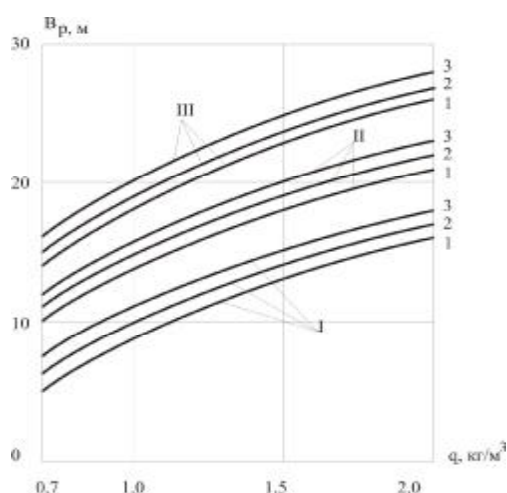


Рис. 1. Изменение ширины развала в зависимости от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и углах наклона скважин к вертикали: I, II, III – угол наклона скважин к вертикали, соответственно, 0°, 15°, 30°; 1, 2, 3 – ширина заходки, соответственно, 15, 20, 25 м

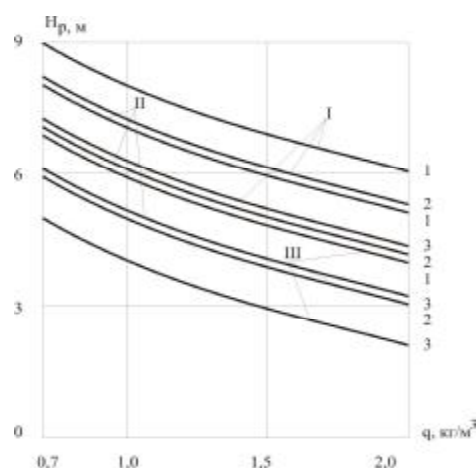


Рис. 2. Изменение высоты развала в зависимости от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и углах наклона скважин к вертикали: I, II, III – угол наклона скважин к вертикали, соответственно, 0°, 15°, 30°; 1, 2, 3 – ширина заходки, соответственно, 15, 20, 25 м

ментах 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 проводилась серия взрывов для определения ширины и высоты развала в зависимости от высоты уступа, угла наклона скважин и удельного расхода 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.

В четвертом блоке проводилась серия взрывов для определения ширины и высоты развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов в зависимости от ширины заходки, высоты уступа и удельного расхода 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 скважины бурились вертикально.

В каждом блоке после каждой серии взрывов по маркшейдерским замерам определяли ширину и высоту развала горной массы.

Обработка результатов экспериментальных ис-

Таблица 1

Результаты расчета ширины развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и углах наклона скважин к вертикали

Угол наклона скважин, φ, град.	Ширина заходки, А, m	Удельный расход ВВ, q, kg/m ³				Формула расчета ширины развала, В _p	Коеф. уравнения, k
		0,7	1,0	1,5	2,0		
0	15	5,0	8,5	13,0	16,0	$B_p = -3,114q^2 + 16,857q + k$	-5,264
	20	6,5	10,0	14,5	17,5		-3,764
	25	8,0	11,5	16,0	19,0		-2,264
15	15	10,0	13,5	18,0	21,0		-0,264
	20	11,0	14,5	19,0	22,0		0,736
	25	12,0	15,5	20,0	23,0		1,736
30	15	14,5	18,0	22,5	25,5		4,236
	20	15,5	19,0	23,5	26,5		5,236
	25	16,5	20,0	24,5	27,5		6,236

следований по определению основных параметров развала взорванной горной массы взрывами скважинных зарядов ВВ на сброс в разнопрочных горных породах проводилась по методикам [1-3].

Экспериментальными исследованиями установлена зависимость изменения ширины и высоты развала взорванной горной массы в разнопрочных горных породах от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и угла наклона скважин к вертикали, абсолютные значения которых приведены на рис. 1, 2.

Анализ зависимостей изменения ширины и высоты развала от удельного расхода ВВ, приведенный на рис. 1, 2, показывает, что ширина развала взорванной горной массы возрастает с увеличением удельного расхода ВВ и угла наклона скважин к вертикали. Увеличение удельного расхода ВВ от 0,7 до 2,0 kg/m³ позволяет увеличить ширину развала в 2 раза, а увеличение угла наклона скважин к верти-

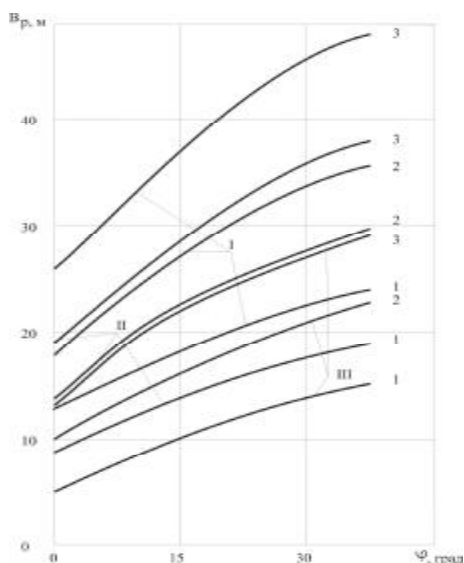


Рис. 3. Изменение ширины развала в разнопрочных горных породах в зависимости от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 kg/m³; 1, 2, 3 – высота уступа, соответственно, 10, 15, 20 m

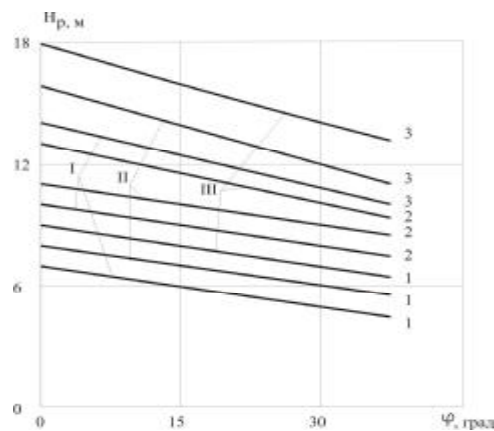


Рис. 4. Изменение высоты развала в разнопрочных горных породах в зависимости от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 kg/m³; 1, 2, 3 – высота уступа, соответственно, 10, 15, 20 m

Таблица 2

Результаты расчета высоты развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и углах наклона скважин к вертикали

Угол наклона скважин к вертикали, ϕ , град.	Ширина заходки, A , м	Удельный расход ВВ, q , kg/m^3				Формула расчета высоты развала, H_p	Коэффициент уравнения, k
		0,7	1,0	1,5	2,0		
0	15	9,0	7,9	6,8	6,0	$H_p = 1,021q^2 - 5,022q + k$	11,978
	20	8,0	6,9	5,8	5,0		10,978
	25	7,2	6,1	5,0	4,2		10,178
15	15	7,8	6,7	5,6	4,8		10,778
	20	7,0	5,9	4,8	4,0		9,978
	25	6,1	5,0	3,9	3,1		9,078
30	15	6,8	5,7	4,6	3,8		9,778
	20	6,0	4,9	3,8	3,0		8,978
	25	5,0	3,9	2,8	2,0		7,978

вертикали от 0 до 30° высота развала уменьшается на 30-40%.

Исследованиями также установлено, что ширина заходки оказывает влияние на ширину и высоту развала. С увеличением ширины заходки от 15 до 25 м ширина развала увеличивается на 7-11%, а высота развала уменьшается на 20-50%.

В результате статистической обработки полученных результатов, приведенных на рис. 1, 2, получены формулы расчета ширины и высоты развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от удельного расхода ВВ при различных ширине заходки и углах наклона скважин к вертикали табл. 1, 2.

Экспериментальными исследованиями установлена зависимость изменения ширины и высоты развала взорванной горной массы в

Таблица 3

Результаты расчета ширины развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ

Удельный расход ВВ, q , kg/m^3	Высота уступа, h , м	Угол наклона скважин к вертикали, ϕ , град.				Формула расчета ширины развала, B_p	Коэффициент уравнения, k
		0	15	30	37,5		
1,5	10	13	18	23	24	$B_p = -6,5 \cdot 10^{-3} j^2 + 0,695j + k$	12,91
	15	18	27	33	35		18,008
	20	26	37	46	49		25,955
1,0	10	9	13	17,5	19	$B_p = -4,8 \cdot 10^{-3} j^2 + 0,585j + k$	8,943
	15	14	22	27	29,5		14,068
	20	19	29	35	38		19,09
0,7	10	5	10	14	15	$B_p = -3,4 \cdot 10^{-3} j^2 + 0,486j + k$	4,962
	15	10	16	22	23		9,879
	20	13,5	23	26	28,5		13,707

кали от 0 до 30° позволяет увеличить ширину развала на 60%. При увеличении удельного расхода ВВ от 0,7 до 2,0 kg/m^3 высота развала уменьшается на 25-30%, а при увеличении угла наклона скважин к

разнопрочных горных породах от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ, абсолютные значения которых приведены на рис. 3, 4.

Характер зависимостей, приведенных на рис. 3, 4 свидетельствует о том, что максимальное значение ширины и высоты развала достигается при угле наклона скважин к вертикали 30°. Дальнейшее увеличение угла наклона практически не влияет на количество сбрасываемых в отвал разнопрочных горных пород. Увеличение угла наклона скважин свыше 30° может привести к снижению ус-

Таблица 4

Результаты расчета высоты развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ

Удельный расход ВВ, q , kg/m^3	Высота уступа, h , м	Угол наклона скважин к вертикали, ϕ , град.				Формула расчета высоты развала, H_p	Коэффициент уравнения, k
		0	15	30	37,5		
1,5	10	7	6	5	4,5	$H_p = -0,067j + k$	7
	15	10	9	8	7,5		10
	20	14	12,5	11	10,25		14
1,0	10	8	7	6	5,5		8
	15	11	10	9	8,5		11
	20	16	14	12	11		16
0,7	10	9	8	7	6,5		9
	15	13	11,5	10	9,25		13
	20	18	16	14	13		18

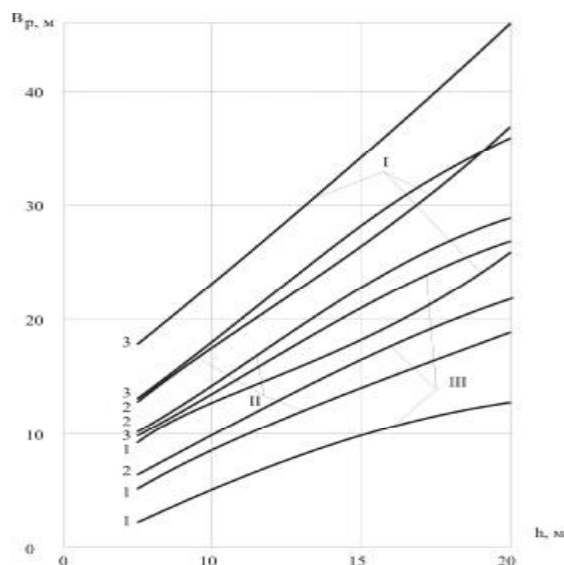


Рис. 5. Изменение ширины развала в разнопрочных горных породах в зависимости от высоты уступа при различных угле наклона скважин к вертикали и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 кг/м³ 1, 2, 3 – угол наклона скважин, соответственно, 0°; 15°; 30°

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

Исследованиями установлено, что с уменьшением ширины заходки и 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.

В результате статистической обработки полученных результатов, приведенных на рис. 3, 4, получены формулы расчета ширины и высоты развала

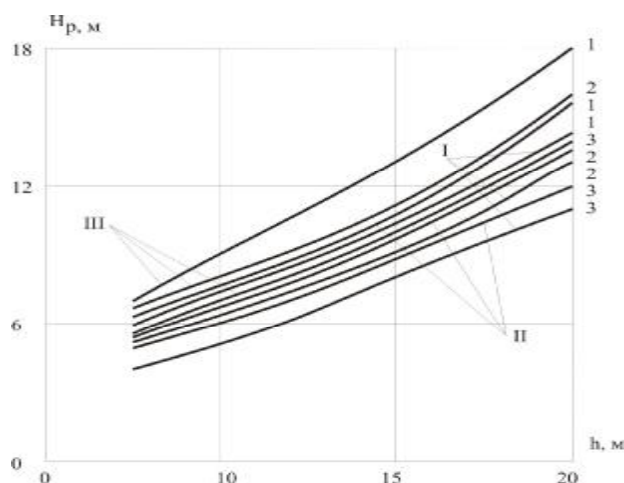


Рис. 6. Изменение высоты развала в разнопрочных горных породах в зависимости от высоты уступа при различных угле наклона скважин к вертикали и удельном расходе ВВ: I, II, III – удельный расход ВВ, соответственно, 1,5; 1,0; 0,7 кг/м³; 1, 2, 3 – угол наклона скважин, соответственно, 0°; 15°; 30°

при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ табл. 3, 4. Экспериментальными исследованиями установлено изменение ширины и высоты развала в разнопрочных горных породах в зависимости от высоты уступа при различных угле наклона скважин к вертикали и удельном расходе ВВ, абсолютные значения которых приведены на рис. 5, 6.

В результате исследований установлено, что с увеличением высоты уступа от 10 до 20 м ширина развала в разнопрочных горных породах увеличивается в 2 раза. Причем при угле наклона скважин к вертикали 30°, удельном расходе ВВ 1,5 кг/м³ и высоте уступа 20 м достигается максимальная ширина развала, равная 46 м.

В результате статистической обработки полученных результатов, приведенных на рис. 5, 6 получены формулы расчета ширины и высоты развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от угла наклона скважин к вертикали при различных высоте уступа и удельном расходе ВВ табл. 5, 6. Таким образом, в промышленных условиях в результате статистической обработки полученных результатов, приведенных в табл. 1-6, разработаны формулы расчета ширины и высоты развала при

Таблица 5

Результаты расчета ширины развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ в зависимости от высоты уступа при различных угле наклона скважин к вертикали и удельном расходе ВВ

Удельный расход ВВ, q, кг/м³	Угол наклона скважин к вертикали, φ, град.	Высота уступа, h, m				Формула расчета ширины развала, B _p	Коэффициент уравнения, k
		5	10	15	20		
1,5	0	9,0	13,0	17,5	26,0	$B_p = 0,02h^2 + 0,82h + k$	4,0
	15	13,0	17,0	26,0	32,0		8,0
	30	17,0	24,0	34,5	45,0		12,0
1,0	0	5,0	8,0	14,0	18,0	$B_p = 0,05h^2 + 0,35h + 7,38$	1,88
	15	10,5	14,5	23,5	32,0		7,38
	30	13,5	18,0	28,0	35,5		10,38
0,7	0	3,0	5,0	10,0	13,5	$B_p = 0,01h^2 + 0,77h + 1,75$	-1,25
	15	6,0	10,0	16,0	21,0		1,75
	30	10,0	13,7,0	21,0	27,0		5,75



пере-

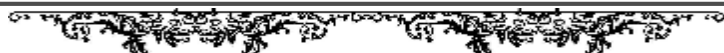


Таблица 6

Результаты расчета высоты развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов в зависимости от высоты уступа при различных углах наклона скважин к вертикали и удельном расходе ВВ

Удельный расход ВВ, q , kg/m^3	Угол наклона скважин к вертикали, ϕ , град.	Высота уступа, h , м				Формула расчета высоты развала, B_p	Коэффициент уравнения, k
		5	10	15	20		
1,5	0	6,0	8,0	9,5	14,5	$H_p = 0,025h^2 + 0,075h + k$	5,88
	15	4,5	6,5	8,5	13,0		4,38
	30	3,5	4,3	7,7	10,0		3,38
1,0	0	6,5	6,8	10,0	16,0	$H_p = 0,02h^2 + 0,06h + k$	5,75
	15	5,0	7,0	9,5	13,5		4,25
	30	4,5	6,0	9,0	12,0		3,75
0,7	0	8,0	9,5	13,5	18,0	$H_p = 0,03h^2 + 0,21h + k$	8,5
	15	7,5	9,0	10,5	16,0		8,0
	30	5,5	7,5	9,0	14,0		6,0

мещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ:

$$B_p = \frac{0,1(0,8h + 3,2)^2(0,13A - 1,2)^2}{(q + 0,2)} \sin 2j ,$$

$$H_p = \frac{0,1(0,8h + 3,2)^2(0,1A - 1,2)^2}{(q + 0,3)} \sin 2j ,$$

где q – удельный расход ВВ, kg/m^3 ;

ϕ – угол наклона скважин к вертикали, град.;

A – ширина заходки, м;

h – высота уступа, м.

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,89 \pm 0,017$.

В результате теоретических и экспериментальных исследований разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0 по определению

основных параметров развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов взрывчатых веществ в промышленных условиях.

2. Установлено, что параметры развала взорванных разнопрочных горных пород зависят от удельного расхода ВВ, угла наклона скважин, ширины заходки и высоты уступа.

3. Разработаны формулы инженерного расчета ширины и высоты развала при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ, а так же компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0 по определению основных параметров развала горных пород, новизна которой защищена свидетельством патентного ведомства Республики Узбекистан.

основных параметров развала горных пород.

На данную программу получено свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 02072 от 21.10.2010 г., новизна которой защищена свидетельством патентного ведомства Республики Узбекистан.

Выводы:

1. Разработана методика определе-

Список литературы:

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

УДК 622.775

©Маркелов С.В., Аликулов Ш.Ш., Тахиров У.Т. 2011 г.

ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ГЛИНИСТЫХ УРАНОВЫХ РУД

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

Из литературных источников и практики подземного выщелачивания (ПВ) урановых руд известно, что эффективность процесса ПВ плохопрони-

цаемых глинистых рудоносных пород в естественном залегании, в основном, контролируется стадиями подвода реагента к поверхности рудного ми-

нерала и перенос растворенного полезного компонента через гидратный пристеночный структурированный микрослой (ГПСМ) в объем фильтрационного потока. Стадия химического взаимодействия выщелачивающего реагента с хорошо растворимыми урановыми минералами, т.е. скорость химической реакции, как правило, не лимитирует скорость процесса.

Лабораторные исследования и опыт промышленного выщелачивания урановых руд месторождений, приуроченных к глинистым плохопроницаемым отложениям, свидетельствуют, что для таких типов руд степень извлечения металла (ϵ), достигшая 70-75%, а иногда 80%, достаточно удовлетворительно описывается уравнением:

$$\sum Me = K \cdot t^m, \quad (1)$$

где $\sum Me$ - суммарное количество добытого металла, ед. веса;

K, m - коэффициенты, устанавливаемые экспериментально, характеризуют диффузионную массопередачу в зависимости от вещественного состава руды, типа реагента;

t - продолжительность времени выщелачивания, d.

При этом показатель m (установлено нами), наиболее часто оказывается равным 0,5. При значениях $\epsilon > 70-80\%$ (от 70-80 % до 90-95 %) интенсивность выщелачивания урана из глинистых рудоносных пород резко замедляется. Показатель m принимает значение меньше 0,5. Наиболее часто $m=0,33$. Это объясняется тем, что, во-первых, выщелачиваются, главным образом, наиболее труднодоступные для растворов глинистые разности и наименее растворимые минералы урана, а, во-вторых, достигается стадия максимального насыщения уранильными комплексами ГПСМ. Снижается величина химического градиента, замедляется процесс диффузии на границе раздела фаз – минеральное твердое тело – ГПСМ. Поэтому на интенсивность процесса выщелачивания при данных условиях влияет не только скорость диффузного массопереноса, но и скорость химической реакции с «упорными» урановыми минералами.

Из анализа результатов лабораторных работ и технологических показателей эксплуатации блоков ПВ глинистых рудоносных пород выявлено, что применительно к фильтрационно-неоднородной толще закономерность проникновения растворов в глубь плохопроницаемых прослоев мощностью m при фильтрации выщелачивающих растворов по хорошопроницаемым слоям подчиняется зависимости:

$$l = \sqrt{16 \cdot 10^{-6} \cdot t^2 K_{\phi}^H} \leq \frac{m}{2}, \text{ м.} \quad (2)$$

При этом градиент фильтрации растворов не менее 20, а начальный K_{ϕ} относительно хорошопроницаемых слоев (около 70% от общей мощно-

сти продуктивной толщи) не ниже $5 \cdot 10^{-3}-10^{-2}$ м/д.

При анализе учитывались следующие исходные данные:

1. Содержание урана в плохопроницаемых прослоях $\alpha u = 0,5C; 0,67C; 1,0C; 1,33C; 1,67C; 2,0C; 3,0C$ (C – величина содержания урана в забалансовых рудах традиционного горного способа добычи, равная 0,03%) и равномерно распределено по всей мощности прослоя при любом принятом его значении.

2. Максимальная продолжительность выщелачивания блока ПВ не превышает 1100 d (3 года).

3. Коэффициент фильтрации плохопроницаемых глинистых рудоносных пород находится в пределах $10^{-3}-5 \cdot 10^{-4}$ м/д.

4. Характер распределения мощностей рудоносных прослоев в пределах продуктивной толщи соответствует установленной закономерности и в диапазоне $m < 0,05$ м средняя мощность плохопроницаемых слоев $m_{cp} = 0,03$ м; в диапазоне 0,05-0,1 м – $m_{cp} = 0,08$ м; в диапазоне 0,1-0,2 м – $m_{cp} = 0,17$ м; в диапазоне 0,2-0,3 м – $m_{cp} = 0,27$ м, а при мощностях более 0,3 м средняя мощность составляет 0,41 м.

Абсолютные значения глубины проникновения растворов в плохопроницаемые глинистые рудоносные породы (за счет их насыщения), в зависимости от времени контакта выщелачивающих растворов и K_{ϕ} относительно хорошопроницаемыми породами (рис. 1), показывает, что за трехлетний период выщелачивания продуктивной толщи полно-

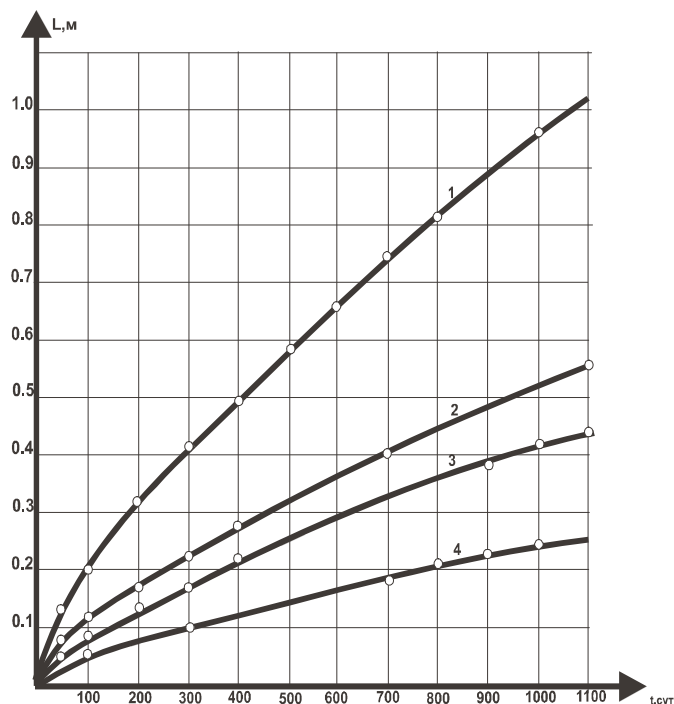


Рис. 1. Зависимость глубины насыщения (L) плохопроницаемых рудоносных пород от времени контакта (t) с хорошопроницаемыми породами: 1. $K_{\phi}^H = 5 \cdot 10^{-3}$ м/д; 2. $K_{\phi}^H = 10^{-3}$ м/д; 3. $K_{\phi}^H = 5 \cdot 10^{-4}$ м/д; 4. $K_{\phi}^H = 10^{-4}$ м/д.

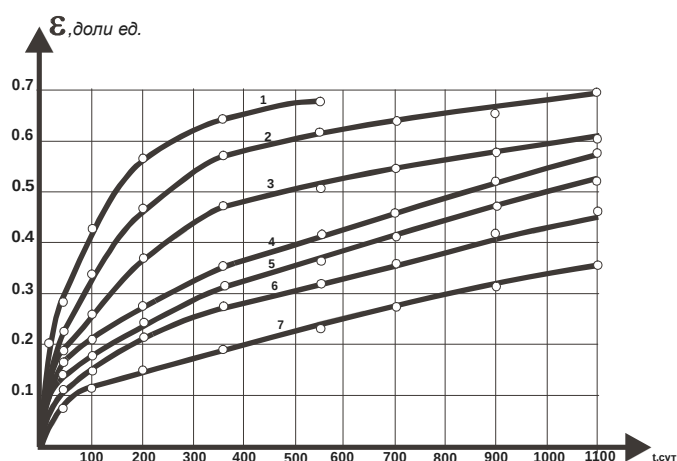


Рис. 2. Зависимость степени извлечения урана (ϵ) из плохопроницаемых прослоев ($K_f=10^{-3}-5 \cdot 10^{-4}$ м/д) при различных его содержаниях (α_u) во времени (t). Исходные содержания: 1 - $\alpha_u=0,5^\circ\text{C}$; 2 - $\alpha_u=0,67^\circ\text{C}$; 3 - $\alpha_u=1,00^\circ\text{C}$; 4 - $\alpha_u=1,33^\circ\text{C}$; 5 - $\alpha_u=1,67^\circ\text{C}$; 6 - $\alpha_u=2,0^\circ\text{C}$; 7 - $\alpha_u=3,0^\circ\text{C}$

стью насыщены раствором глинистые плохопроницаемые прослои с $K_f \geq 5 \cdot 10^{-4}$ м/д. Однако степень извлечения урана из этих прослоев, согласно выполненным расчетам, будет различной (рис. 2, 3).

С наибольшей интенсивностью выщелачиваются рудоносные породы с забалансовым содержанием урана ($\alpha_u=0,5 \div 0,6^\circ\text{C}$), для которых зависимость $e=f(t)$ можно представить в виде уравнения:

$$e \approx (0,4, 0,3) \sqrt{t}, \quad (3)$$

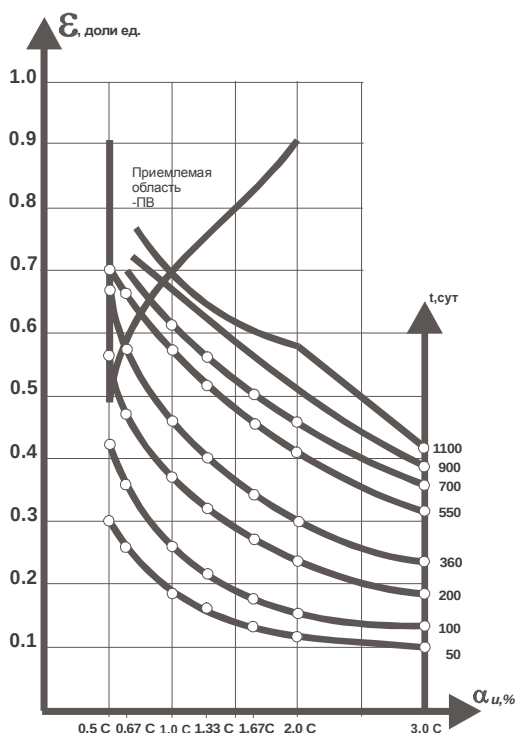


Рис. 3. Изменение степени извлечения урана (ϵ) из плохопроницаемых прослоев ($K_f=10^{-3}-5 \cdot 10^{-4}$ м/д) от исходного его содержания в зависимости от продолжительности выщелачивания

для значений $e \leq 0,5 \div 0,6$. При более высоких значениях степени извлечения урана ($e > 0,5 \div 0,6$) коэффициент пропорциональности существенно снижается по отношению к вышеприведенному, так как на данной стадии наблюдается наибольшая неравномерность процесса выщелачивания урана из различных по мощности прослоев. Из маломощных прослоев ($m_{cp}=0,08$ м) уран практически извлечен (до 80-95%), а из более мощных прослоев значения степени извлечения не превышают 20-25%.

В свою очередь, при высоких содержаниях урана в плохопроницаемых глинистых прослоях ($\alpha_u=2,0 \div 3,0^\circ\text{C}$) характер степени извлечения урана в пределах всего рассматриваемого промежутка времени характеризуется уравнениями, соответственно:

$$e = 0,16\sqrt{t}; \quad (4)$$

$$e = 0,11\sqrt{t}. \quad (5)$$

Это объясняется тем, что из более богатых рудоносных прослоев процесс выщелачивания урана протекает более равномерно, но менее интенсивно.

Существующий на начало процесса максимальный химический градиент концентраций между минеральной фазой и ГПСМ обеспечивает быстрое насыщение последнего ионами уранила. В дальнейшем процесс выщелачивания контролируется изменением химического равновесия между этими фазами, протекающим, как правило, равномерно.

Из изложенного следует, что степень выщелачивания урана из блоков ПВ во времени определяется в итоге соотношением количества плохопроницаемых прослоев различной мощности и содержанием в них урана.

Так, например, при отсутствии в блоках ПВ плохопроницаемых прослоев средней мощностью более 0,17 м позволило отработать такие блоки за один год. Однако наличие в разрезе продуктивной толщи более мощных прослоев средней мощностью 0,27 м (5,5%) и 0,41 м (8%) привело к ухудшению показателей выщелачивания урана из рудоносной толщи пород за счет необходимости увеличения продолжительности их выщелачивания до трех и более лет. В связи с этим проведен расчет изменения степени извлечения урана (ϵ) из плохопроницаемых глинистых прослоев континентальных и морских фаций ($K_f \sim 10^{-3} \div 5 \cdot 10^{-4}$ м/д) от исходного его содержания при различной продолжительности отработки продуктивной толщи фильтрационным потоком реагента. Расчеты по выщелачиванию урана проведены с учетом выявленных средних мощностей всех плохопроницаемых глинистых прослоев в разрезе продуктивной толщи, а также с учетом их фильтрационных свойств. Такой методический подход позволяет выделить приемлемую область ПВ урана из плохопроницаемых глинистых просло-

ев фильтрационным потоком реагента применительно к условиям конкретного месторождения.

Выводы:

1. Из полученных зависимостей (рис. 1-3) следует, что за три года эксплуатации блоков ПВ по фильтрационной схеме планируемая степень извлечения может быть достигнута при содержании урана в плохопроницаемых глинистых прослоях на уровне $\sim 1,0\text{С}$. За период выщелачивания продол-

жительностью 900, 700, 550, 360 и 200 суток плановая степень извлечения урана из блоков ПВ будет достигнута при содержании его в плохопроницаемых глинистых прослоях соответственно 0,91С; 0,85С; 0,78С; 0,64С и 0,53С.

2. При содержаниях урана $\alpha u > 1,0\text{С}$ глинистые плохопроницаемые прослои рекомендуется выщелачивать в блоках с предварительной отбойкой и магазинированием.

УДК 622.775

© Глотов Г.Н. 2011 г.

ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА

Глотов Г.Н., зам. главного геолога НГМК, канд. техн. наук

В опубликованной литературе [1-5] много внимания уделяется оценке факторов, влияющих на возможность разработки месторождений подземным выщелачиванием. Благодаря детальному изучению природных, технических, экономических и экологических факторов сегодня нетрудно в процессе геологоразведочных работ определить пригодность месторождения, рудных залежей для отработки способом подземного выщелачивания (ПВ). Но значительно сложнее решаются задачи, связанные с выбором реагента, режима его подачи на отработку рудной залежи, фильтрационной схемы движения растворов по рудоносному горизонту и обоснованию скоростного режима фильтрации выщелачивающих растворов.

В связи с этим нами предпринята попытка оценить соподчиненность геолого-гидрогеологических и литолого-геохимических факторов, имеющих решающее значение при выборе технологических схем ПВ и факторов, влияющих на эффективность работы этих схем. В частности, предлагается оценить влияние на выбор фильтрационной схемы ПВ литолого-фильтрационного строения рудоносного горизонта, характера распределения урана в проницаемой части разреза и размеров рудных тел в плане: влияние химико-минерального состава пород и руд на выбор выщелачивающего реагента и концентрационного режима его подачи на отработку рудных залежей (табл. 1, 2).

В зависимости от количественных показателей параметров каждого из отмеченных факторов дается оценка их влияния на гидродинамические и физико-химические процессы для наиболее распространенных технологических схем ПВ. Конечной целью этих исследований является выработка

принципов геотехнологического районирования площадей рудных залежей месторождений.

Геотехнологическое районирование площадей рудных залежей пластовых инфильтрационных месторождений урана предлагается проводить по типовым геотехнологическим условиям применимости технологических схем ПВ.

Технологическая схема ПВ урана представляет собой сочетание наиболее эффективных фильтрационной и реагентной схем ведения процесса ПВ для данных типовых геолого-гидрогеологических и литолого-геохимических условий залегания рудных залежей или их участков. Процедура районирования сводится к выделению в пределах рудной залежи типичных по геотехнологическим свойствам блоков рудовмещающих пород.

Под типовым геотехнологическим блоком рудовмещающих пород понимается рудоносная толща, имеющая геологические (водоупорные слои пород) и технологические (поверхность фронта фильтрации выщелачивающих растворов) границ, в пределах которых она (толща) отличается специфическими и квазиоднородными по латерали горизонта геотехнологическими свойствами и для её отработки требуется применение технологической схемы, характерной только для этого геотехнологического типа.

Фильтрационная схема ПВ – это направление или смена направлений искусственного создаваемого потока выщелачивающих растворов относительно рудного тела. Основными критериями оптимальности фильтрационной схемы являются: максимальная доступность выщелачивающего реагента к рудным компонентам пород; максимальная локализация фильтрационного потока в пределах рудно-

Таблица 1

Промышленные реагенты

Химикаты	Форма	Стоимость реагентов				Рабочие растворы	
		в США на 100% концентрации H ₂ SO ₄ по состоянию на конец 1990 г.		в Узбекистане на 100 % концентрации H ₂ SO ₄ по состоянию на конец 1990 г.		Диапазон применяемых концентраций (числ) и наиболее часто употребляемых (знам)g/l	Относительная стоимость (относительно 100 % H ₂ SO ₄ при концентрации 10 g/l) единицы объема рабочего раствора
Растворители							
H ₂ SO ₄	1. Кислоты жидкость, концентрированная, 65%	80	8,65	100	100	$\frac{2-100}{10-25(10)}$	100
HNO ₃	жидкость, 58,5-68 %	120	8,33	178	229	В промышленных масштабах не используется	
HCl	жидкость, 37%	190	7,61	174	130	В промышленных масштабах не используется	
CO ₂	2. Карбонаты сжатый и охлажденный газ в жидком виде	60-200	23,88	75-250	67-224	$\frac{0,3-1,0}{0,5-0,7(0,6)}$	4,5-15
Na ₂ CO ₃	сода (из соды, каустической соды полуторного карбоната натрия)	90	10,52	152	164	$\frac{1-5}{3,5}$	53
K ₂ CO ₃	жидкость, 47%. гранулированный K ₂ CO ₃	500	63,26	625	-	В промышленных масштабах не используется	
(NH) ₂ CO ₃	готовят на объектах из аммиачной воды и CO ₂	н.д.	11,38	163	159	$\frac{0,5-10}{1-5(3)}$	49
NaHCO ₃	3. Бикарбонаты Порошок или хлопья	240	7,19	127	218	$\frac{1-5}{3,5}$	45
KHCO ₃	Гранулированный технический	280	30,9	350	320	В промышленных масштабах не используется	
NH ₄ HCO ₃	Готовят на объектах ПВ из аммиачной воды и углекислого газа	н.д.	7,63	102	164	$\frac{0,5-10}{1-5(3)}$	31
NaHCO ₃ Na ₂ CO ₃ H ₂ O	4. Бикарбонат-карбонаты Гранулы полукарбоната натрия	96	н.д.	120	-	$\frac{1,5-5}{3,5}$	42
Окислители							
O ₂	Жидкий	97-145	3,5-5,1	100	100	0,1-0,3(0,2)	100
H ₂ O ₂	Жидкость, 50% H ₂ O ₂	1160	43,48	800	-	0,3-1,0	1200
NaClO ₃	Порошок или хлопья хлорита натрия	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	В промышленных масштабах не используется	

го тела (максимальный расход реагента через рудное тело и минимальный – через вмещающие безрудные породы); скоростной режим фильтрации растворов, обеспечивающий максимальную интенсивность извлечения из пород ценных компонентов при минимальном расходе выщелачивающего реагента на взаимодействие с вмещающими безрудными породами.

В зависимости от мощности проницаемых отложений и ширины рудного тела в плане, сложности литологического строения рудоносного горизонта, соотношения проницаемости рудных и безрудных

отложений, мощности, морфологии и расположения рудного тела в разрезе, на практике применяются три типа фильтрационных схем ПВ: горизонтальная (по напластованию пород), вертикальная (вкост напластования) и переменного направления потока как в горизонтальном, так и в вертикальном направлениях. Схемы со сменной направления фильтрационного потока имеют две разновидности – одноразового изменения направления (используются в схемах с пассивным закислением рудовмещающего горизонта) и неоднократного изменения направления (схемы типа «push – pull») потока.

Выбор той или иной фильтрационной схемы зависит от сочетания различных природных факторов и осуществляется в следующей последовательности.

При ширине рудных залежей в плане 50 м применимы схемы «push – pull» или вертикальные. В относительно однородных по литологическому составу рудоносных горизонтов без промежуточных локальных водоупоров (глин, алевролитов, песчаников) при мощности проницаемых пород более 20 м наиболее пригодна вертикальная схема фильтрации выщелачивающих растворов.

Благоприятными условиями, повышающими эффективность системы, являются: размещение рудного тела в средней или нижней частях горизонта (пласта), более низкая, но достаточная проницаемость рудоносных песков (пород) по сравнению с безрудными и наличие фильтрационной анизотропии пород рудовмещающего горизонта.

Горизонтальная схема типа «push – pull» наиболее пригодна в сложных по литологическому строению горизонтах, наличие в которых локальных водоупорных прослоев способствует локализации фильтрационного потока в пределах рудного тела,

препятствуя растеканию выщелачивающих растворов во вмещающие породы.

При ширине рудных залежей более 50 м наиболее эффективна горизонтальная схема фильтрации выщелачивающих растворов. Это, прежде всего, предопределяется спецификой рудообразования пластовых инфильтрационных месторождений рассматриваемого генетического типа, особенно для данного подтипа с эпигенетическими восстановителями. Для последних характерно наибольшее скопление урана (запасов) в наиболее проницаемых частях разреза рудоносных горизонтов. В такой литолого-фильтрационной обстановке применение вертикальной схемы фильтрации целесообразно лишь на локальных участках крыльевой части рудных залежей или реликтов верхнего или нижнего крыла рудного тела.

Литолого-фильтрационное строение горизонта, положение рудного тела в разрезе и характер распределения урана в объеме проницаемой части (толще) пород (метропроцент, продуктивность), в этом случае, в большей степени влияют на экономические показатели отработки эксплуатационных блоков ПВ. Улучшение этих показателей, наряду с другими способами, может быть достигнуто путем управления скоростным режимом фильтрации растворов.

Скорость фильтрации или структура поля скоростей фильтрационного потока выщелачивающих растворов при прочих одинаковых литолого-фильтрационных условиях рудоносных горизонтов может первоначально задаваться расстояниями между фильтрами закачных и откачных скважин, а последующее управление скоростью осуществляется изменением производительности закачных и откачных скважин в пределах их конструктивных и технических возможностей. Следует также иметь в виду, что скорость фильтрации выщелачивающих растворов при одних и тех же градиентах давления и других однотипных условий залегания рудоносных горизонтов зависит от геотемпературного поля в области техногенного воздействия на геологическую среду, так как изменение температуры ведет к изменению водности растворов и, как следствие, к изменению проницаемости отложений. Например, повышение температуры с 20 до 50⁰С сопровождается понижением вязкости с 1 до 0,55 СПуаз, плотность меняется незначительно, а проницаемость возрастает почти вдвое.

Фильтрационной схемой задается соответствующий гидродинамический режим фильтрации растворов, который может вестись как с соблюдением баланса закачиваемых и откачиваемых растворов, так и с дебалансом. Использование схем с несбалансированными гидродинамическими режимами позволяет управлять процессами разбавления и растекания технологических растворов на границе контуров эксплуатационных блоков ПВ.

Выбор скоростного режима фильтрации выщелачивающих растворов зависит от вида выбранного реагента и концентрационного режима его подачи на отработку рудных залежей при прочих равных условиях. Скорость фильтрации и концентрационный режим – это взаимосвязанные и взаимозависимые динамические параметры процесса ПВ. В целом, скорость процесса массопереноса в пористой среде (подвода реагента и отвода продуктов реакции от реакционной поверхности) должна быть тесно увязана со скоростью массообменных реакций (массопередачи и массоотдачи), протекающих на границе раздела жидкой и твердой фаз. Тогда наименее эффективными будут скоростной режим фильтрации растворов и концентрационный режим подачи реагента, при которых осуществляется максимальная интенсивность извлечения рудных (ценных) компонентов при минимальной мобилизации из пород нерудных (вредных) компонентов пород.

Следующим критерием выбора оптимального скоростного режима фильтрации растворов является требование об одновременном завершении отработки эксплуатационных ячеек в пределах отдельного блока ПВ. Это требование чисто технико-экономического порядка. Так как продолжительность отработки ячейки при одинаковом скоростном и концентрационном режиме непосредственно зависит от запасов урана в пределах её контуров, то продолжительность отработки всех ячеек в блоке желательно корректировать по лимитирующей ячейке путем изменения скоростного или концентрационного режимов процесса ПВ, либо тем и другим одновременно.

В табл. 1 приведены сводные данные о промышленных реагентах, прошедших опытно-промышленные и промышленные испытания в отечественной и зарубежной практике. Реагенты для ПВ делятся на растворители и окислители.

Окислители используются для подготовки «ценных» компонентов к растворению путем перевода их из восстановленного в окисленное состояние. Действие растворителя двоякое – разрушение кристаллической решетки рудных минералов или выщелачивание ценных компонентов из минералов-носителей и комплексобразование.

При выборе растворителя учитываются природные, технические и экономические факторы. Главным природным фактором является химико-минеральный состав пород и руд. Считается, что при карбонатности пород менее 1-2 % при любом – окисном или силикатном составе руд – экономически целесообразно использование серноокислотной реагентной схемы ПВ. При карбонатности пород выше этой величины и окисном составе руд возможно применение реагентных схем с использованием карбонатных растворов. Если руды восстановленные, то применяется искусственный окисли-

тель (как правило, технический кислород). Содержание сульфидных минералов более 3-4% ограничивает применение реагентных схем с искусственными окислителями. При этом указанная величина предельного содержания восстановителей обоснована на практике. Преобладание в рудах коффинита при карбонатности пород выше 1-2% исключает возможность разработки таких участков рудных залежей ПВ, что вытекает из результатов кинетических экспериментов В.А. Грабовникова.

Кроме химико-минерального состава пород-руд при выборе реагентной схемы учитываются следующие свойства реагентов: селективность и полнота извлечения «ценных» компонентов, экологическая чистота, характер влияния на фильтрационные свойства пород и ряд других.

Среди экономических факторов главным является стоимость кислоты (реагента). Обычно при выборе рекомендуется принимать во внимание стоимость 100% соли или концентрации единицы веса реагента. Если сравнивать относительную стоимость в моле 100% концентрации любой кислоты и карбонатных растворителей, то оказывается, что наиболее дешевой является серная кислота. Её стоимость в 1,3-6,0 раз ниже любого из применяемых реагентов. Однако такой вывод был бы

преждевременным. Сравнивать нужно не стоимость концентрированных товарных продуктов, а стоимость единицы объема рабочих растворов, содержащих наиболее часто употребляемой концентрации реагентов, которые определены эмпирическим путем. Можно заметить (табл.1, гр.8), что при таком сравнении серная кислота оказывается не самым дешевым реагентом. Относительная стоимость наиболее часто употребляемых концентраций карбонатных рабочих растворов от её стоимости составит от 45 до 53%.

Окончательный выбор реагента осуществляется после учета всех решающих природных, технических, экономических и экологических факторов.

В настоящее время в урановой добывающей промышленности в основном используются следующие реагентные схемы ПВ: сернокислотная, сернокислотная с предварительной подачей в рудный горизонт технического или атмосферного кислорода, бикарбонатная с кислородом, бикарбонатно-карбонатная с кислородом и кислородная (искусственный или природный кислород).

Классификация технологических схем ПВ урана с учетом всех разновидностей реагентных и фильтрационных схем процесса ПВ приведена в табл. 2. Когда реагент выбран, встает вопрос об обосновании

концентрационного режима его подачи на обработку типовых блоков рудоносных горизонтов. Это теоретически и экспериментально обоснованные порядок и последовательность подачи реагента (ов) в рудоносный горизонт с концентрацией, изменяющейся во времени по определенному наиболее эффективному закону для данного геотехнологического типа рудоносной толщи пород. На практике применяются одно- и многокомпонентные реагентные схемы процесса ПВ с последовательной их сменой или без неё, с постоянной или меняющейся концентрацией во времени. И в заключение отметим, что природные факторы логично по значимости разделить на две группы. Первая группа факторов непосредственно влияет на выбор фильтрационной и реагентной схем ПВ. Предварительно к ней можно отнести мощность проницаемых отложений и фильтрационное строение горизонтов, соотношение

Таблица 2

Классификация технологических схем ПВ урана

Реагентная схема	Фильтрационная схема		Технологическая схема (индексная форма обозначение)
1	2		3
Сернокислотная	Горизонтальная	Однонаправленная	$H_2SO_4 \rightarrow (1)$
		Одноразовая схема направления потока рабочих растворов	$H_2SO_4 \rightarrow (2)$
		Неоднократная смена направления потока рабочих растворов	$H_2SO_4 \rightarrow (3)$
	Вертикальная		$H_2SO_4 \uparrow (4)$
Сернокислотная с предварительной подачей кислорода	Горизонтальная	Однонаправленная	$O_2; H_2SO_4 \rightarrow (5)$
		Одноразовая схема направления потока рабочих растворов	$O_2; H_2SO_4 \leftrightarrow (6)$
		Неоднократная смена направления потока рабочих растворов	$O_2; H_2SO_4 \leftrightarrow (7)$
	Вертикальная		$O_2; H_2SO_4 \uparrow (8)$
Бикарбонатно-кислородная	Горизонтальная	Однонаправленная	$NH_4HCO_3 + O_2 \rightarrow (9)$
		Одноразовая схема направления потока рабочих растворов	$NH_4HCO_3 + O_2 \leftrightarrow (10)$
		Неоднократная смена направления потока рабочих растворов	$NH_4HCO_3 + O_2 \leftrightarrow (11)$
	вертикальная		$NH_4HCO_3 + O_2 \uparrow (12)$
Бикарбонатно-карбонатная с кислородом	Горизонтальная	Однонаправленная	$NH_4(HCO_3) + CO_3 + O_2 \rightarrow (13)$
		Одноразовая схема направления потока рабочих растворов	$NH_4(HCO_3) + CO_3 + O_2 \leftrightarrow (14)$
		Неоднократная смена направления потока рабочих растворов	$NH_4(HCO_3) + CO_3 + O_2 \leftrightarrow (15)$
	Вертикальная		$NH_4(HCO_3) + CO_3 + O_2 \uparrow (16)$
	Горизонтальная	Однонаправленная	$O_2 \rightarrow (17)$
		Одноразовая схема направления потока рабочих растворов	$O_2 \leftrightarrow (18)$
		Неоднократная смена направления потока рабочих растворов	$O_2 \leftrightarrow (19)$
	Вертикальная		$O_2 \uparrow (20)$

рудных и безрудных отложений (пород) или отношение мощности руды и общей мощности проницаемых отложений, соотношение проницаемости рудных и безрудных отложений, положение рудного тела в разрезе рудоносного горизонта, содержание и характер пространственного распределения реагентоемкости отложений.

Причем для выбора реагента наибольшее значение имеет распределение в разрезе величины кислотоемкости и кислородоемкости пород. Вторая

группа факторов непосредственно влияет на эффективность выбранных технологических схем, а именно: на выбор скоростного режима фильтрации и концентрационного режима подачи рабочих растворов в рудоносный горизонт.

Основными из этих факторов являются: продуктивность, морфология рудного тела, содержание реагентоемких веществ в породе в пределах допустимых границ применимости выбранной технологической схемы подземного выщелачивания урана.

Список литературы:

1. Добыча урана методом подземного выщелачивания. В.А. Мамилев, Р.П. Петров, Г.П. Шушакин. М. Атомиздат, 1980 г.
2. Краткий справочник по геохимии. А.Е. Мирошников, Г.В. Прохоров. М. Недра, 1991 г.
3. Стефенс Ф.М., Макдональд Р.Ф. Карбонатное выщелачивание урановых руд. М. Госхимиздат. 1989 г.
4. Шортман У. Кинетика растворения двуокиси урана в карбонатно-бикарбонатных растворах. М. Атомиздат, 1989 г.
5. Осмоловский И.С. К вопросу формирования химического состава продуктивных растворов и определения максимальной кислотоемкости оруденелых пород при подземном выщелачивании. М. Недра, 1991 г.

УДК 576.8;546.3;669.054

© Хамидова Х.М., Бахтиерова М.С., Бекмухамедова Н.К., Мухамедшина Н.М., Мирсагатова А.А. 2011 г.

АККУМУЛЯЦИЯ УРАНА БИОМАССОЙ МИКРООРГАНИЗМОВ

Хамидова Х.М., зам. директора по научной работе Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Бахтиерова М.С.**, аспирант Института микробиологии АН РУз; **Бекмухамедова Н.К.**, старший научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Мухамедшина Н.М.**, старший научный сотрудник Института ядерной физики АН РУз, канд. физ. наук; **Мирсагатова А.А.**, младший научный сотрудник, Института ядерной физики АН РУз

Узбекистан богат полезными ископаемыми, включающими различные виды минерального сырья, широко используемого в различных отраслях народного хозяйства. Он входит в первую десятку стран мира по запасам золота и серебра, меди. Кроме этого, в рудах содержатся такие элементы, как U, Pb, W, Zn, Mo и другие металлы. Металлы относятся к наиболее широко используемым видам сырья. Добыча металлов и их переработка связана со значительными потерями металлов. Однако существующие технологии зачастую не решают такие проблемы, как комплексное и рациональное использование природных ресурсов, охрана окружающей среды и другие. В республике образуются огромные залежи отходов после добычи металлов, которые загрязняют окружающую среду, но в то же время содержат, хотя и в малых количествах, ценные металлы. Поэтому проблема разработки новых, более совершенных биотехнологий извлечения металлов может содействовать решению экологической проблемы по утилизации многотоннажных отходов горнорудного производства, а также очистке промышленных стоков, в частности, возросшим, особенно в последнее время, загрязнением окружающей среды (воды, почвы, воздуха) различными металлами. Проблема очистки сточных вод от ме-

таллов является предметом исследования ученых самых различных специальностей.

В последнее время учеными всего мира ведутся исследования, направленные на использование микроорганизмов (бактерий, грибов, дрожжей и водорослей) для сорбции редких, цветных, благородных, а также радиоактивных металлов из растворов, в связи с чем появилось и новое направление в биотехнологии металлов, названное термином-биосорбция. В литературе накоплен довольно обширный материал, посвященный биосорбции металлов микроорганизмами [1-8]. Биосорбция – концентрация ионов металлов микроорганизмами или компонентами их клеток, механизм этого процесса еще не выяснен окончательно, но, тем не менее, это физико-химический процесс захвата ионов металлов, их перенос, ионообмен, образование комплексов с различными структурами клетки и др. Особое место в изучении роли живой биомассы в биосорбции металлов отводится бактериям, актиномицетам и микроскопическим грибам [1-6].

Имеются сведения о сорбции урана дрожжами *Saccharomyces cerevisiae* и бактериями *Pseudomonas aeruginosa* [7]. Каждый микроорганизм, в зависимости от условий культивирования, аккумулировал от 100 до 150 mg/g сухого веса.

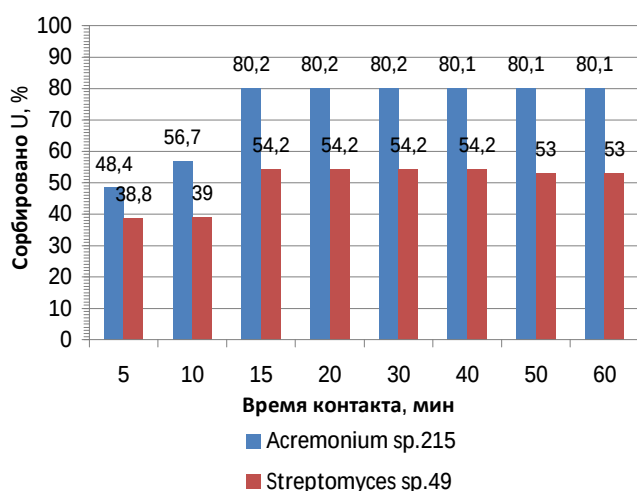


Рис. 1. Кинетика биосорбции урана *Acremonium sp.215* и *Streptomyces sp.49*

Биомасса микроскопических грибов *Rhizopus arrhizus*, *Aspergillus niger*, являющаяся побочным продуктом, полученным в результате промышленных ферментаций, потенциально может использоваться как биосорбент урана. Биомасса этих грибов аккумулирует до 250 mg/g сухой биомассы U. При равновесной концентрации урана 30 mg/l мицелий превосходит в 2,5 раза ионообменные смолы [2, 3].

Японские исследователи изучали сорбцию ионов урана (U^{+6}) из кислых растворов микроорганизмами *Rhizopus arrhizus*, *Streptomyces levoris*, *Azotobacter vinelandii*. Авторами показана сорбция урана при pH от 2 до 5 в оптимальных условиях, где за 30 минут контактирования биомассы с раствором ем-

кость биосорбентов составляла 100 -300 mg/g сухой биомассы [3, 4, 6].

Цель настоящей работы заключалась в изучении способности биомассы актиномицетов и микроскопических грибов сорбировать уран из технологических растворов уранового производства, а также исследовании важнейших параметров биосорбции этого металла.

Объект и методы исследований.

Исследования проводили с микроорганизмами, полученными из лаборатории коллекции микроорганизмов. В работе использовали биомассы 7 штаммов актиномицетов рода *Streptomyces* и 15 штаммов микроскопических грибов, относящихся к родам *Acremonium* и 7 различных штаммов грибов *Aspergillus niger*, полученных из лаборатории коллекции микроорганизмов. Актиномицеты; *Streptomyces sp. 82*, *Streptomyces sp. 3-6*, *Streptomyces sp. 16*, *Streptomyces sp. 14*, *Streptomyces sp. 11*, *Streptomyces sp. 15*, *Streptomyces sp. 49*. Микроскопические грибы рода *Acremonium*; *A. chrizogenum* 201, *A. chuarticola* 196, *A. ramosum* 200, *A. bactrocephium* 199, *A. brevis* 193, *Acremonium sp.212*, *A. asperum* 194, *Acremonium sp.210*, *Acremonium sp.211*, *Acremonium sp.219*, *Acremonium sp.215*, *A. arxii* 203, *Acremonium sp.205*, *Acremonium sp.219*, *A. roseum* 197, *Aspergillus niger* 2, *Aspergillus niger* 40, *Aspergillus niger* 7, *Aspergillus niger* 14, *Aspergillus niger* 9, *Aspergillus niger* 138, *Aspergillus niger* 110.

Для приготовления посевного материала использовали пятисуточную культуру актиномицет и грибов, выращенную на участке с соответствующей средой, затем с участка смывали 5 ml стерильной воды в колбы Эрленмейера объемом 500 ml со 150 ml питательной среды.

Биомассу получали при культивировании микроскопических грибов на жидкой среде Чапека в течение 3 суток, актиномицет на крахмало-аммиачной среде или овсяной среде в течение 5 суток на качалке (180 об./мин.) при температуре 28-30°C.

По истечении необходимого для культивирования времени биомассу отделяли фильтрованием. Биомассу многократно промывали стерильной бидистиллированной водой и осуществляли процесс биосорбции металла.

Исследуемый раствор урана был получен после бактериального выщелачивания урановых руд, проведенных сотрудниками Института микробиологии в рамках хозяйственных работ. В качестве исходных растворов использовали технологический раствор урана, полученный после бактериального выщелачивания урановых руд (пушпул). Исходное содержание урана после бактериального выщелачивания 711 mg/l. Для проведения процесса биосорбции навеску биомассы (с учетом влажности) помещали в технический раствор урана, разбавленный

Таблица 1

Биосорбция урана грибами рода *Acremonium*

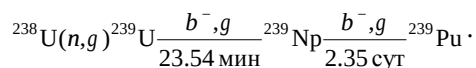
Микроскопические грибы	Остаточное содержание урана, в растворе (mg/l)	Сорбировано урана, (mg/l)	Сорбция урана, %
<i>A.chrizogenum</i> 201	45,4	24,6	35,14
<i>A. chuarticola</i> 196	39,15	30,85	44,07
<i>A. ramosum</i> 200	48,0	22,0	31,42
<i>A. bactrocephium</i> 199	53,8	16,2	23,14
<i>A.brevi</i> 193	41,7	28,3	40,4
<i>Acremonium sp.212</i>	46,05	23,95	34,21
<i>A.asperum</i> 194	58,35	11,65	16,64
<i>Acremonium sp.210</i>	53,7	16,7	23,85
<i>Acremonium sp.211</i>	32,85	37,15	53,07
<i>Acremonium sp.219</i>	43,7	26,3	37,57
<i>Acremonium sp.215</i>	13,0	57,0	81,42
<i>A. arxii</i> 203	37,4	32,6	46,57
<i>Acremonium sp.205</i>	57,45	12,55	17,92
<i>Acremonium sp.219</i>	63,9	6,1	8,71
<i>A. roseum</i> 197	68,9	11,1	15,85

бидистиллированной водой в 10 раз.

Для выяснения процесса биосорбции урана сырую биомассу в количестве 1 г вносили в колбу Эрленмейера с 25 ml урансодержащего раствора.

Процесс сорбции осуществляли при перемешивании на качалке (180 об./мин.) в течение определенного времени при соответствующих значениях pH и температуры. Далее биомассу отделяли фильтрованием или центрифугированием. Остаточное содержание металла в растворе определяли нейтронно-активационным методом.

Для этого 0,1 ml исследуемого раствора наносили на полоски обеззоленной фильтровальной бумаги, которые затем тщательно высушивали и упаковывали в полиэтиленовые и алюминиевые пакетики и помещали в специальный контейнер для облучения в ядерном реакторе. При определении урана образцы облучали 5 часов общим потоком нейтронов реактора плотностью $\sim 5,5 \cdot 10^{13} \text{ см}^{-2} \text{ с}^{-1}$. Содержание урана определяли по интенсивности гамма-линий 228,2 кэВ и 277,8 кэВ радионуклида ^{239}Np , который образуется из ^{238}U с распространенностью 99,27 % с сечением 2,7 барн по реакции



Погрешность определения относительной средней - квадратичной ошибки в зависимости от содержания урана в пробе составляла 0,01 – 0,1.

Определение влияния pH на биосорбцию урана проводили при значениях pH от 2,5 до 11, нужную pH устанавливали с использованием 10 % раствора NaOH или H_2SO_4 .

Кинетику процесса биосорбции изучали через 5, 10, 15, 20, 30, 40, 50, 60 минут при температуре 28 °C. Влияние возраста культуры изучали при 24, 48, 72 и 96 часах роста.

Влияние температуры на биосорбцию изучали в диапазоне температур от + 4 до 80 °C.

Результаты исследований.

Результаты исследований по биосорбции урана из технологических растворов показали, что способностью сорбировать уран обладали все исследованные нами штаммы микроскопических грибов и актиномицетов, но в разных количествах.

Из табл. 1 следует, что биомасса использованных микроскопических грибов рода *Acremonium* сорбировала от 8,71% до 81,42%. Низкую сорбционную способность, равную 8,71 %, проявил *Acremonium* sp. 219. Из 15 культур микроскопических грибов 5 штаммов проявили высокую биосорбционную способность; *Acremonium brevis* 193- 40,4 % , *Acremonium chuarticola* 196- 44,07 %, *Acremonium arxii* 203 – 46,57 %, *Acremonium* sp. 211- 53,07 %. Максимальная сорбция наблюдалась у *Acremonium* sp.215 – 81,42 %.

Микроскопические грибы *Aspergillus niger* были представлены семью различными штаммами. Выбор различных штаммов, относящихся к одному и

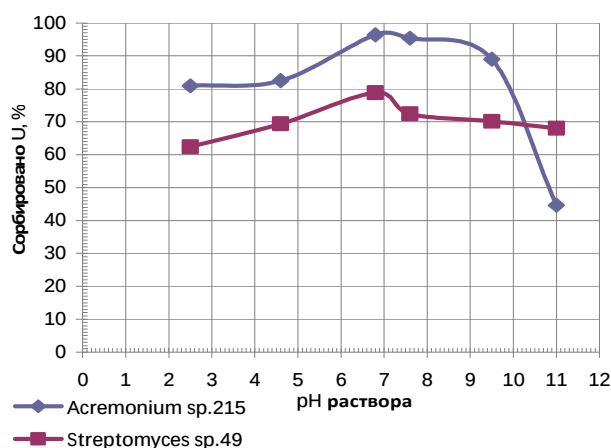


Рис. 2. Влияние pH раствора на биосорбцию урана грибом *Acremonium* sp.215 и актиномицетом *Streptomyces* sp.49

тому же роду и виду, обусловлен тем, что возникла необходимость в выявлении штаммовой специфичности в биосорбции урана. Сорбция урана из раствора, указанными в табл. 2 штаммами, колебалась в пределах 20,29-49,57%. Наиболее эффективным оказался *Aspergillus niger* 138, он сорбировал уран из технологического раствора в количестве 34,7 mg/l, что составило 49,57%. Тот факт, что различные штаммы грибов *Aspergillus niger* сорбировали различное количество урана указывает на существование избирательной способности микроорганизмов сорбировать уран в пределах одного рода, вида и даже штамма.

В табл. 3 показана биосорбция урана актиномицетами. Результаты по изучению сорбционной способности 7 штаммов актиномицетов показали, что сорбционная способность актиномицетов рода *Streptomyces* была ниже, чем у исследованных нами грибов и колебалась от 27,8 % до 52,2 %. Наиболее эффективным оказался штамм *Streptomyces* sp. 49.

В результате скрининга среди 22 штаммов микроскопических грибов, 7 штаммов микроскопиче-

Таблица 2

Биосорбция урана различными штаммами *Aspergillus niger*

Микроскопические грибы	Остаточное содержание урана, в растворе mg/l	Сорбировано урана, mg/l	Сорбция урана, %
A. niger 2	55,35	14,65	20,92
A. niger 40	46,25	23,75	33,92
A. niger 7	43,0	27,0	38,57
A. niger 14	43,0	27,0	38,57
A. niger 9	46,05	23,95	34,21
A. niger 138	35,30	34,70	49,57
A. niger 110	40,60	29,40	42,00

ских грибов и 7 штаммов актиномицетов на способность сорбировать уран из технологического раствора отобраны 2 штамма *Acremonium* sp. 215, сорбирующий 81,5% урана и *Streptomyces* sp. 49, сорбирующий 52, 2%, которые использовали в дальнейшей работе для изучения важнейших параметров, влияющих на биосорбционный процесс.

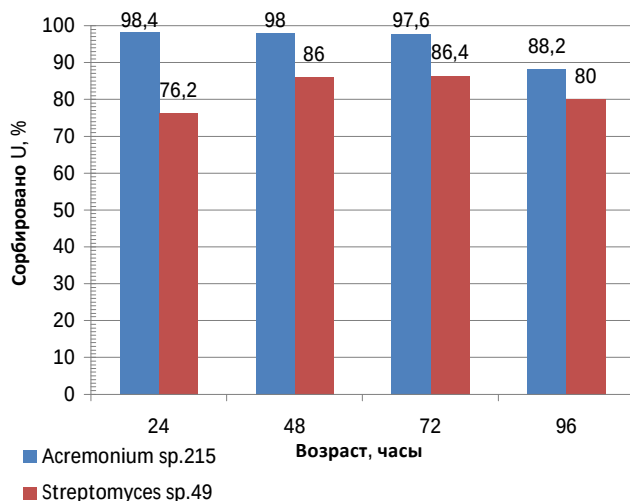


Рис. 3. Влияние возраста культуры на биосорбцию гриба *Acremonium* sp. 215

Кинетика биосорбции урана.

Необходимо было установить время контакта биомассы с раствором. Опыты проводили при контакте в течение 5, 10, 15, 20, 30, 40, 50, и 60 минут (рис. 1). При установлении времени контакта биомассы гриба *Acremonium* sp. 215 и актиномицета *Streptomyces* sp. 49 с испытуемым раствором было показано, что полное насыщение биомассы ураном происходило впервые 15 минут контакта, дальнейшее контактирование биомассы с раствором до 60 минут приводило к незначительному увеличению сорбционной способности биомассы обоих штаммов. В связи с этим все дальнейшие эксперименты проводили при 15-минутном контактировании биомассы с раствором.

Влияние pH на биосорбцию урана.

Одним из наиболее важнейших параметров, влияющих на биосорбционный процесс, является pH раствора (рис. 2). Для изучения влияния pH на биосорбцию урана грибом *Acremonium* sp. 215 и *Streptomyces* sp. 49 использовали растворы со значениями pH от 2,5 до 11. Исходный раствор имел pH – 2,0. Нужные значения pH устанавливали с использованием 10 % раствора NaOH. Результаты проведенных исследований показали, что сорбция урана грибом и актиномицетом протекает в широком диапазоне значений pH от 2,5 до 11. Максимальной способностью сорбировать уран *Acremonium* sp. 215 обладал при использовании раствора с pH равной 6,8. При этом происходила почти 100 %-ная сорбция урана. При pH 2,5 и 4,6 грибок сорбировал более 80% урана из раствора, а при pH 9,0 – 94 %. Проведенные нами исследования показали, что при pH 11 биосорбционная способность гриба снижалась более чем в 2,5 раза.

Таким образом, установлено, что при сорбции урана биомассой *Acremonium* sp. 215 наиболее оптимальными значениями pH оказались 6,8 – 7,8. Аналогичная закономерность наблюдалась и с культурой *Streptomyces* sp. 49. Максимальное количество урана, равное 80 %, актиномицет сорбировал при значении pH 6,8. При pH 7,5 – 9,5 сорбция урана была не менее 70 %. Показано, что сорбционная способность изученных штаммов возрастала с увеличением значений pH. Наиболее значительный рост сорбционной способности наблюдался в диапазоне значений pH=6,0 – 9,5 как для гриба, так и для актиномицета.

Влияние возраста культуры на биосорбцию урана. Возраст культур играет существенное значение на биосорбцию урана. Существуют экспериментальные данные о том, что аккумуляция металлов зависит от физиологического состояния культуры. Изучение влияния возраста культур гриба *Acremonium* sp. 215 актиномицета *Streptomyces* sp. 49 проводили при культивировании в течение 1-4 суток роста (рис. 3). Установлено, что наибольшая сорбционная способность микроскопического гриба *Acremonium* sp. 215 проявляется в экспоненциальной и ранней стационарной фазе роста. Максимальная сорбция наблюдалась у 24 часовой культуры и составляла 98,4 %. При переходе культур к поздней стационарной фазе роста (96 h) уровень извлечения урана падал до 88,2% . *Streptomyces* sp. сорбировал максимальное количество урана в 48–72 часовой культуре, биосорбция урана составляла 86 и 86,4%, соответственно. Следовательно, в молодом возрасте культуры обладали наибольшей сорбционной способностью. Поскольку для проведения процесса биосорбции необходимо достаточное количество биомассы, а в 24-часовой культуре не накапливается необходимое нам количество, в дальнейшей работе нами использовалась 48-часовая культура гриба и 72-часовая культура актиномицета.

Таблица 3
Биосорбция урана актиномицетами рода *Streptomyces*

Актиномицеты	Остаточное содержание урана, в растворе mg/l	Сорбировано урана, mg/l	Сорбция урана, %
<i>Streptomyces</i> sp.82	36,1	33,9	27,8
<i>Streptomyces</i> sp. 3-6	30,6	39,4	38,8
<i>Streptomyces</i> sp. 16	26,6	43,4	46,8
<i>Streptomyces</i> sp. 14	36,7	33,3	46,6
<i>Streptomyces</i> sp.11	26,2	43,8	48,2
<i>Streptomyces</i> sp. 15	24,5	45,5	51,0
<i>Streptomyces yakurus</i> 49	23,9	46,1	52,2

Влияние температуры на биосорбцию серебра.

Результаты по изучению влияния температурных факторов на биосорбцию урана и на скорость сорбционных и диффузионных процессов представлены на рис. 4. Показано, что оптимальной температурой для биосорбции урана для культуры *Acremonium* sp. 215 является температура в интервале 20-65°C. Снижение температуры до 4°C или повышение до 80°C приводило к понижению на 20%. В отличие от гриба биосорбция урана актиномицетом *Streptomyces* sp.49 мало изменялась в диапазоне изменения температуры от 4°C до 80°C.

Рост сорбируемости урана при повышении температуры у гриба с 4 до 65°C очевидно является следствием увеличения скорости сорбционных и диффузионных процессов, приводящих к быстрому достижению термодинамического равновесия системы. Снижение сорбционной емкости биомассы при температурах выше 65°C, по-видимому, обусловлено частичной деструкцией биополимеров и уменьшением количества активных функциональных групп.

Таким образом, подобраны оптимальные параметры для биосорбции урана микроскопическим грибом *Acremonium* sp. 215 и актиномицетом *Streptomyces* sp. 49: pH раствора, кинетика сорбции, зависимость сорбции от возраста и температуры на биосорбцию урана. Исследования по влиянию физико-химических факторов на биосорбцию урана

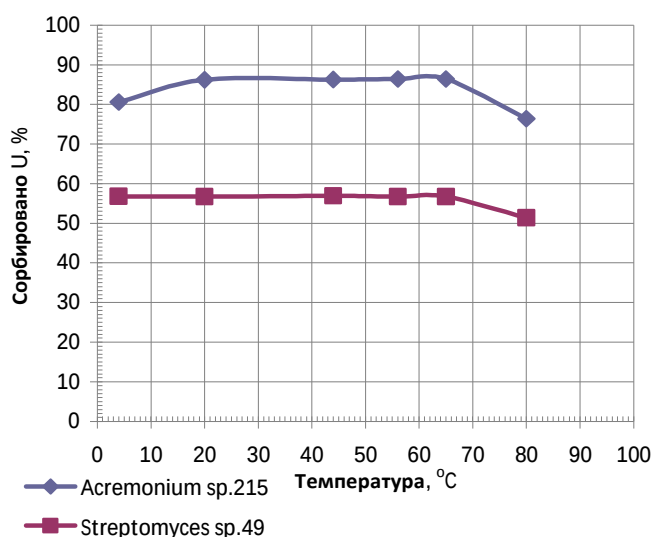


Рис. 4. Влияние температуры на биосорбцию гриба *Acremonium* sp.215 и актиномицета *Streptomyces* sp. 49

показали, что, изменяя условия биосорбции и культивирования можно повысить сорбционную способность культур *Acremonium* sp. 215 и *Streptomyces* sp. 49

Показана перспективность использования биомассы микроорганизмов для извлечения урана из технологических растворов. Авторы выражают благодарность к.б.н. Кукановой С.И. и к.б.н. Зайнитдиновой Л.И. за предоставление технических растворов для проведения исследований.

Список литературы:

1. Gonzales-Munoz M.T., Merroun M.L., Omar N.B., Arias J.M. Biosorption of uranium by *Myxococcus Xanthus*. //International Biodegradation and Biodegradation, 1997,40 (2-4), p.107-114.
2. Tsezos M.O., Georgousis Z., Remeudaki F. Ionic competition effects in a continuous uranium biosorptive recovery process.// 1997, Journal of Chemical Technology and Biotechnology, 70(2), p.198-206.
3. Tsezos M. Biosorption and desorption of uranium by microorganisms //1984, J.Biotechnol.and Bioengineer. 23, n3 pp.583-604
4. Golab Zbignieru, Ortowska Bogumila, Glubiak Mavta, Olejnik Krystyna Uranium and lead accumulation in cells of *Streptomyces* sp.// 1990, J.Acta microbial.pol.- 39, № 3-4. P. 177-188.
5. Vucetic J., Vaigand V., Kastratovic R., Perovic K., Vruic M. Biosorption of toxic metals from solution of iron (III)/hydroxide generated by iron bacteria//1991; 9 Int. Symp. , Biohydromet ."75th Event Eur. Fed. Biotechnol", Troia, 9-13 Sept., p. 56
6. Bertelin J., Munier-Jamy C., Schell N. Uptake and bioaccumulation of uranium and associated trace elements from rocks and mining wastes by *Aspergillus ochraceus*//1991, Biohydromet.; 9 Int. Symp. "75th Event Eur. Fed. Biotechnol.", Troia, Sept.9-13, p.40
7. Strandberg G.W., Shumate S.E., Parrot G.R. Microbial cells as biosorbents for heavy metals: Accumulation of uranium by *Saccharomyces cerevisiae* and *Pseudomonas aeruginosa*// 1981, Appl. And Environm. Microbiol., pp.237-245
8. Yang-Jun bai, Volesky-Bohumil. Biosorption of uranium on *Sargassum* biomass// 1999, J. Water research, 33(15), p.3357-3363.

УДК 622.775

© Юнусова Ф.И. 2011 г.

АНАЛИЗ ОПЫТА ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА

Юнусова Ф.И., аспирант МГГУ

Год за годом объемы мировых запасов золота сокращаются, а спрос на благородный металл растет, тем самым увеличение его добычи становится одним из ведущих направлений развития экономи-

ки страны-добытчика. Золото добывают более чем в 80 странах, но более двух третей добычи обеспечивают всего восемь из них. Это страны, где она превышает 100 т. в год: ЮАР, США, Китай, Австралия,

Перу, Россия, Индонезия и Канада. Добыча золота в мире в 2009 г., например, увеличилась почти на 7% и составила около 2570 тыс. t. Сейчас почетное первое место по добыче золота в мире занимает Китай, в 2009 г. им было добыто около 300 t золота. А в 2010 г. добыча и производство золота в Российской Федерации, по сравнению с тем же периодом прошлого года, снизились на 1,4%, в том числе: добыча - снизилась на 1,7%, производство попутного золота - возросло на 15,6%, а вторичного - уменьшилось на 17,1% [1, 2].

В условиях глобального кризиса горнодобывающие компании претерпевают значительные трудности, и удержаться на рынке будет достаточно сложно. В принципе, они могут прожить на старых запасах, но в конце концов будут вынуждены искать новые месторождения, что повлечет за собой естественно огромные затраты, что крайне нежелательно для нынешней ситуации в мире. Из-за отсутствия государственных инвестиций в разработку новых месторождений строительство фабрик стало невозможным. Из-за увеличения цен на энергоносители большинство действующих предприятий стали убыточными, некоторые законсервированы и объявлены банкротами. Даже старательская золотодобыча многих россыпных месторождений стала нерентабельной [3]. Можно лишь предположить, насколько технология кучного выщелачивания спасет эту проблему в целом.

Технология кучного выщелачивания (КВ) основана на гидрометаллургических процессах, при которых сложенная в штабель дробленая руда орошается цианистым натрием. В результате драгметалл извлекается из руды в раствор, затем раствор очищается путем фильтрации, и золото извлекается методом цементации или сорбции и электролиза. Различные виды выщелачивания в основном построены на селективном растворении металлов за счет их окисления в результате взаимодействия с химическими реагентами и преобразования в легкорастворимые соединения, из которых легко извлечь осажденные металлы.

Помимо различных видов выщелачивания - химического, бактериального, электрохимического и радиационно-химического, существуют также разные технологические схемы этого способа обогащения руд - автоклавное (в том числе перспективная технология Activox), кучное или подземное шахтное и скважинное выщелачивание [4].

Высокая эффективность технологии КВ золото-содержащих руд уже более 30 лет доказана зарубежной практикой. В настоящее время КВ золота широко используется в США, Канаде, Австралии, Бразилии, Мексике, Китае, ЮАР. За рубежом выявлено более 1200 месторождений, руда которых пригодна для обработки методом КВ.

В переработку КВ вовлечено различное рудное сырье: кристаллические сланцы, окисленные руды, окварцованные криолиты и доломиты, туфы, известковые брекчии. Извлечение золота находится в пре-

делах 40-80%. КВ характеризуется большой продолжительностью. На геотехнологию извлечения металла определяющее влияние оказывает температура окружающей среды. Предприятия, использующие геотехнологические способы добычи и переработки золотосодержащего сырья, отличаются от традиционных горных предприятий структурой производства. При применении геотехнологических процессов КВ, по сравнению с традиционными, количество операций и переделов сокращается. При этом процессы добычи и переработки руд приобретают новую, принципиально отличную от традиционной, качественную характеристику и социальное значение в части затрат труда, орудий и средств производства.

Многолетняя практика работы 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, шадящим экосистему уровнем производства, низкой себестоимостью добычи золота и серебра, что позволяет вовлекать в отработку бедное золотосодержащее сырье с содержанием золота выше 0,5 g/t.

Первое предприятие кучного выщелачивания промышленного масштаба (использовавшее метод угольной адсорбции) было запущено в Кортесе, штат Невада в 1974 г. Исходным сырьем являлись складированные на руднике бедные руды с содержанием золота менее 2,5 g/t. В США кучное цианирование для переработки бедных руд быстро развивалось, так как цены на золото в середине 1970-х годов стали расти.

В 1980-е годы метод получил глобальное распространение, эффективность его возросла после реализации в 1979 г. разработок Горного бюро США по окомкованию (агломерации) руд. Технология агломерационного кучного выщелачивания оказалась пригодной для переработки большинства руд, отходов, хвостов гравитационного и флотационного обогащения и привела к резкому увеличению объемов производства золота [5].

В последующие годы развитие и совершенствование технологии кучного выщелачивания происходило по всем возможным направлениям. Были введены высокопроизводительные способы дробления и подготовки руд к выщелачиванию и укладки руды в штабели, системы регулируемого капельного орошения куч и эффективные режимы фильтрации, способы уменьшения потерь при хранении растворов, контроля и управления химическими реакциями, происходящими в процессе выщелачивания и др.

Кучное выщелачивание, позволившее вовлекать в отработку крупные месторождения с бедными (1-1,5 g/t) рудами, стало главным фактором развития золотодобычи в США, Австралии, Канаде, Мексике, Бразилии, Чили и других странах и дало им возможность за двадцать лет в 2-3 раза увеличить добычу

золота. Использование кучного выщелачивания позволило вовлекать в отработку не только крупные месторождения бедных руд, но также и вскрышные породы, техногенное золотосодержащее сырье (хвосты обогащения руд цветных и драгоценных металлов) и небольшие по запасам месторождения (от нескольких десятков килограммов до 1-2 т), расположенные в малоосвоенных районах [6].

Золотодобывающие компании США и Канады широко используют комплексные заводы по переработке продуктивных растворов кучного выщелачивания, совмещающие в себе традиционный процесс осаждения золота цинковой пылью и современную индукционную плавку цинковых шламов после их сернокислотной обработки и обжига на золотосеребряный сплав [7].

Технологические свойства руд месторождений золота отличаются большим разнообразием. Наибольшее значение имеют следующие признаки, определяющие ключевые моменты технологии переработки золотосодержащего минерального сырья: характеристика содержащегося в руде золота, комплексность руд, степень окисленности руд.

Несмотря на довольно большой объем исследований, технология кучного выщелачивания в странах СНГ долго не была востребована из-за преобладавшего здесь простого и выгодного способа добычи золота из аллювиальных россыпей. Первая установка была запущена в Казахстане на Васильковском ГОКе в 1991 г. Первые установки были запущены на Урале на отвалах ЗИФ ОАО "Южуралзолото" (ООО "Колорадо") в 1993 г. и в Хакасии на Майском месторождении (старательская артель "Саяны", позднее ЗДК "Золотая Звезда") в 1994 г. В 2000 г. в России действовало 10 установок суммарной производительностью по руде 2 млн.т /год и объемом добычи золота 4000 kg.

В настоящее время на территории Казахстана методом кучного выщелачивания обрабатываются следующие месторождения: Васильковское, Пустынное, Жанан, Центральное Мукурское, Большевик, Мизек, Миялы, Суздальское, Карьерное (рудные отвалы). Готовятся к отработке методом кучного выщелачивания месторождения окисленных руд (кор выветривания) Комаровское месторождение, Элеваторное месторождение, Центральный Карамурын.

Большой интерес к технологии кучного выщелачивания проявляют не только Россия и Казахстан, но и другие страны СНГ - Узбекистан, Таджикистан, Киргизия.

На Навоийском горно-металлургическом комбинате выполнен большой комплекс исследований по переработке заскладированного минерального сырья карьера Мурунтау методом кучного выщелачивания. С учетом сложных природно-климатических условий этого региона были разработаны эффективные конструкции основания для кучного выщелачивания, которые позволяют вести замкнутый процесс без потерь и загрязнения окружающей среды [8]. Имеются сведения, что в Таджикистане для строитель-

ва золотодобывающего предприятия Jilau с использованием технологии кучного выщелачивания правительством Таджикистана и Nelson Gold учреждена компания Jeravshan Gold.

Товарной продукцией почти всех предприятий кучного выщелачивания являются слитки лигатурного золота.

Лишь на некоторых маломощных установках (месторождение Сопка Рудная) получают золотцинковые осадки, которые, так же как и слитки, отправляют на аффинажные заводы.

Временной режим работы установок кучного выщелачивания зависит от ряда факторов. В первые годы освоения технологии в России растворение золота проводилось только сезонно, в теплое время года (от 2-3 до 5-7 месяцев), в зависимости от климатических условий района расположения предприятия.

Накопленный опыт использования технологии КВ в России и за рубежом показал, что возможна круглогодичная и рентабельная отработка месторождений в условиях сурового климата (месторождения: Покровское, Бамское, Воронцовское, Муртыкты и другие месторождения). Применяются разные способы утепления штабеля: засыпка крупной рудой слоем 1,5-4,0 м, укрытие дешевой полиэтиленовой пленкой (Покровское месторождение), создание специальных каркасов, покрытых пленкой (Бамское месторождение), подогрев выщелачивающих растворов (Месторождение Колорадо), теплоизоляция трубопроводов и комбинирование перечисленных методов [7].

При наличии неоспоримых достоинств у технологии КВ есть существенные недостатки, такие как ограниченность применения по типам руд и достаточно низкое извлечение золота (до 75%).

Важным фактором, ограничивающим использование технологии кучного выщелачивания, является наличие глинистого материала в руде. Глины, обладая низкими фильтрационными свойствами и способностью к набуханию, препятствуют проницаемости продуктивных растворов, замедляя процесс выщелачивания и снижая извлечение золота. В этом случае действенным способом является предварительное окомкование или агломерация. Не подлежат переработке методом кучного выщелачивания также первичные руды, в которых золото или серебро тонко вкраплено в сульфиды, руды, в которых присутствует углеродистое вещество, сорбционноактивное к цианидному комплексу [9-10].

Существуют различные технико-технологические варианты реализации КВ. Определяющими факторами для выбора технико-технологической схемы КВ руд являются: рельеф местности, породы почвы, наличие и количество свободных площадей.

Применение КВ наиболее эффективно на месторождениях, в рудах которых золото представлено в мелкой форме, когда возможна переработка методом КВ без стадий предварительного обогащения или мелкой и частично крупной форме, когда крупное

золото извлекается на гравитационном переделе, а хвосты гравитации перерабатываются по технологии КВ [11-12].

Комбинирование различных технологий фабричной переработки вместе с технологией КВ доказало высокую эффективность при освоении месторождений с рудами сложного минералогического состава и в суровых климатических условиях.

К настоящему времени доля мирового производства золота, полученного способом КВ, по разным источникам и оценкам составляет от 30% до 50 %.

Золото всегда играло особую роль в финансово-экономической системе каждого государства. По мере увеличения темпов экономического развития страны и его влияния на политику значение этого благородного металла постоянно возрастало. Поэтому стремление развивать добычу и производство

золота представляется вполне обоснованным.

Таким образом, КВ представляет собой метод, позволяющий при соблюдении технологического регламента и экологических стандартов вовлекать в эксплуатацию бедные месторождения при минимальном вторжении в природную среду без строительства заводов с развитой инфраструктурой.

Исследования и опыт показали, что КВ - именно та технология, которая может существенно повлиять на вывод золотодобывающей промышленности области из критического положения и способствовать увеличению производства золота.

Будучи недостаточно изученной технологией, (несмотря на десятилетия ее использования) КВ является очень эффективной и малозатратной «новизной» способной оказать значительное вложение в «копилку» добычи золота.

Список литературы:

1. Сайт Internet: <http://www.infomine.ru>
2. Сайт Internet: <http://www.goldomania.ru>
3. Союз золотопромышленников, Золотодобыча, №134, Январь, 2010.
4. Кучное выщелачивание благородных металлов. /Под ред. М.М.Фазлуллина. - М.: Изд-во Акад. горн. наук, 2001. - 647 с.
5. Кучное выщелачивание золота – зарубежный опыт и перспективы развития. / Под редакцией В.В. Караганова и Б.С. Ужкенова. Справочник. – Москва – Алматы, 2002. – 260 с.
6. Царьков В.А. Опыт работы золотоизвлекательных предприятий мира. – М. Издательский дом «Руда и Металлы», 2004. – 112 с.
7. Дементьев В.Е., к.т.н., Татаринов А.П., Гудков С.С., Григорьев С.Г., Рязанова И. Перспективы извлечения золота методом кучного выщелачивания в холодных климатических регионах России. Золотодобыча, №23, Октябрь, 2000.
8. Дружина Г.Я., Дементьев В.Е., Минеев Г.Г. Сырьевая база России и стран СНГ для добычи золота кучным выщелачиванием. Цветная металлургия, 2004, №1. - С. 4-9.
9. Бубнов В.К. Спирин Э.К., Воробьев А.Е и др. Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания. Целиноград: Жана - Арка, 1992. - 546 с.
10. Дементьев В.Е., Татаринов А.П., Гудков С.С. Основные аспекты технологии кучного выщелачивания золотосодержащего сырья. Горный журнал, 2001. - №5.
11. Информационно-аналитический центр «Минерал». <http://www.mineral.ru/>
12. Сайт Internet: <http://www.uralgold.ru>.

УДК 622.286.4(043.3)

© Норов Д.Ш., Мирзаева Ф.Ж., Арапбаев Н.Е. 2011 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ИЗ УСЛОВИЯ РАЗВИТИЯ ТРЕЩИН В МЕЖСКВАЖИННОМ ЦЕЛИКЕ

Норов Д.Ш., магистрант НГГИ; Мирзаева Ф.Ж., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Арапбаев Н.Е., соискатель НГГИ

Напряженное состояние в окрестности цилиндрической полости с внутренним давлением P при рассмотрении двумерной задачи в полярной системе координат, согласно [1], полностью описывается радиальной σ_r и азимутальной σ_θ компонентами напряжений.

Переход к прямоугольной системе координат осуществляется (рис. 1) соотношениями:

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \sigma_r \cos^2 \theta + \sigma_\theta \sin^2 \theta; \\ \sigma_y &= \sigma_r \sin^2 \theta + \sigma_\theta \cos^2 \theta; \\ \tau_{xy} &= (\sigma_r - \sigma_\theta) \cos \theta \sin \theta.\end{aligned}\quad (1)$$

Учитывая, что при одновременном взрывании оконтуривающих зарядов ВВ наименее напряжен-

ное состояние массива по линии зарядов имеет место в середине между ними, то при выборе параметров зарядов необходимо исходить из условия обеспечения разрушения породы в слое с заданной шириной Δ напротив середины расстояния между зарядами.

В связи с тем, что при одновременном взрыве соседних зарядов ВВ смещение массива в точках, лежащих на линии АВ в радиальном от заряда направлении невозможно, то при оценке напряженного состояния в точке В следует считать $s_0^B = 0$.

Тангенциальные напряжения t_{xy}^B в точке В от взрыва соседних зарядов равны по величине, но обратные по направлению. Поэтому результирующее значение $t_{xy}^B = 0$.

Учитывая суммирование радиальных напряжений управления (1) для точки В примут вид:

$$\begin{aligned} s_x^B &= 2\sigma_r \cos^2 \theta; \\ s_y^B &= 2\sigma_r \sin^2 \theta; \\ \tau_{xy} &= 0. \end{aligned} \quad (2)$$

Значения $\sin \theta$ и $\cos \theta$ из геометрических соотношений определяются соотношениями:

$$\cos^2 \theta = \frac{a^2}{a^2 + \Delta^2}; \quad \sin^2 \theta = \frac{\Delta^2}{a^2 + \Delta^2}.$$

Растягивающие направления в точке В определяются зависимостью:

$$s_p^B = s_y^B - \mu s_x^B. \quad (3)$$

Радиальное напряжение от взрыва одиночного цилиндрического заряда рассчитывается по формуле [2]:

$$s_r(r) = P \cdot f_p(r) \cdot f_3(r),$$

где P - давление продуктов детонации на стенки скважины, Па;

$$f_p(r) = \left(\frac{r_c}{r} \right)^{0.5} - \text{функция геометрического расхождения цилиндрических волн с расстоянием};$$

функция геометрического расхождения;

$$f_3(r) = \exp\left(-a \frac{r}{r_c}\right) - \text{функция поглощения, учитывающая диссипативные потери};$$

диссипативные потери;

a - расстояние между скважинами, м;

r_c - радиус скважины, м;

r - расстояние до заряда, м;

α - коэффициент поглощения, определяется на основании экспериментальных исследований или по эмпирической формуле, предложенной в работе [2] в зависимости от акустической местности пород:

$$\alpha = -0,155 \cdot 10^{-8} \rho V + 0,773; \quad (4)$$

ρ - плотность породы, kg/m^3 ;

V - скорость распространения продольных волн в массиве, м/с.

Подставляя в (3) значения s_y^B и s_x^B из (2) и значение s_r при:

$$r = \left[\left(\frac{a}{2} \right)^2 + \left(\frac{\Delta}{2} \right)^2 \right]^{0.5}.$$

Получим:

$$s_p^B = 2Pd_c^{0.5} (ma^2 - \Delta^2)(a^2 + \Delta^2)^{-1.25} \exp\left[-a \frac{(a^2 + \Delta^2)^{0.5}}{d_c}\right] \quad (5)$$

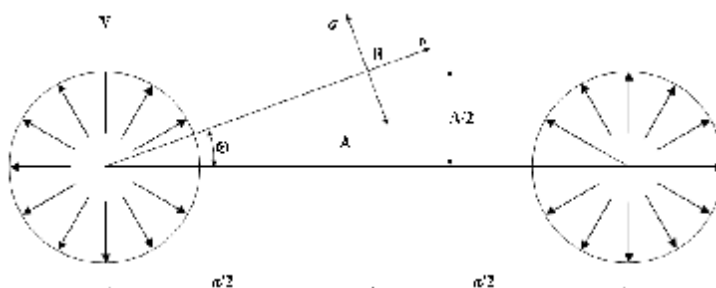


Рис. 1. Схема к определению эффективных параметров контурного взрыва

Дробление породы в слое шириной Δ возможно при условии:

$$s_p^B \geq [s_p] k_{tr} \psi, \quad (6)$$

где $[s_p]$ - прочность породы на разрыв при динамическом режиме нагружения, Па;

k_{tr} - коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости массива;

ψ - коэффициент, учитывающий предварительное ослабление породы динамической составляющей волны напряжений.

Учитывая малую плотность заряда в оконтуривающих скважинах, давление продуктов детонации на стенки скважин, согласно [3, 4], можно рассчитывать по формуле:

$$P = \frac{Qw(g-1)}{J_c - a_k},$$

где Q - масса заряда ВВ в скважине, кг;

ω - удельная энергия ВВ, Дж/кг;

v_c - объем скважины, m^3 ;

α_k - коэффолум, учитывая, что давление в скважине не превышает 200 МПа, величиной α_k можно пренебречь;

γ - показатель из изотропии.

Согласно [5] $\gamma = 1,45$. Расчеты по формулам, приведенным в [6, 7], дают $\gamma = 1,5-1,6$.

С учетом соотношения величин:

$$\frac{Q}{J_c} = q \frac{4}{pd_c^2}$$

формула примет более удобный для дальнейших расчетов вид:

$$P = q \frac{4w(g-1)h}{pd_c^2}, \quad (7)$$

где d_c - диаметр скважины, м;

q - линейная масса заряда, kg/m ;

η - коэффициент, учитывающий потери энергии.

Таким образом, развитие сети трещин между зарядами в зоне шириной Δ возможно при параметрах оконтуривающих зарядов ВВ, отвечающих условию

$$qwh = \frac{p}{4} [s_p] K_{tr} d_c^{1.5} \frac{(a^2 + \Delta^2)^{1.25}}{ma^2 - \Delta^2} \exp\left[a \frac{(a^2 + \Delta^2)^{0.5}}{d_c}\right]. \quad (8)$$

В результате проведенных теоретических исследований получены зависимости для выбора

эффективных параметров контурного взрывания из условия совместимости требования прорастания сети трещин между оконтуривающими скважинами.

Защитная способность экранирующей щели существенно зависит от плотности упаковки ее запол-

нителя.

Поэтому при расчете параметров оконтуривающих зарядов необходимо учитывать раскрытие отрезной щели за счет уплотнения прилегающего массива.

Список литературы:

1. Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости. - М.: Наука, 1979. - 560 с.
2. Миронов П.С. Взрывы и сейсмобезопасность сооружений. - М.: Недра, 1975. - 168 с.
3. Кутузов Б.Н., Шифрин В.И. Выбор рациональных параметров контурной отбойки при разработке скальной вскрыши на карьерах облицовочного камня. - В сб.: Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - Новосибирск: АН СССР, Сибирское отделение, 1977, №6. - С.56-62.
4. Кузнецов Г.В. Взрывные работы. - М.: Недра, 1974. - 368 с.
5. Шифрин В.И. Исследование способа разработки скальной вскрыши на месторождениях облицовочных камней с применением буровзрывных работ. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. - ТашПИ, 1975.
6. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. - Новосибирск: Наука, 1977 - 262 с.
7. Станюкович К.П. Неустановившиеся движения сплошной среды. - М.: Наука, 1971. - С.372-377.

УДК 622.286.4(043.3)

© Арапбаев Н.Е., Мирзаева Ф.Ж., Норов Д.Ш. 2011 г.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАЩИТНОЙ СПОСОБНОСТИ ЭКРАНИРУЮЩЕЙ ЩЕЛИ

Арапбаев Н.Е., магистрант НГГИ; Мирзаева Ф.Ж., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Норов Д.Ш., соискатель НГГИ

Выполненные теоретические исследования позволили установить параболические закономерности изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели от ее ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения взрыва, результаты которых приведены на рис. 1-4.

На рис. 1 приведен график изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее ширины в сланцевых (а) и известковых (б) породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины от 0,1 до 0,22 м коэффициент защитной способности экранирующей щели в исследованных породах увеличивается по параболической закономерности.

На рис. 2 приведен график изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от плотности ее заполнителя в сланцевых (а) и известковых (в) поро-

дах.

Исследованиями установлено, что с увеличением плотности заполнителя щели в исследованных породах (1300 до 1800 кг/м³) коэффициент защитной способности экранирующей щели во всех исследованных породах снижается по параболической закономерности. На рис. 3 приведен график зависимости коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее частоты нагружений в сланцевых (а) и известковых (б) породах.

Исследованиями также установлено, что с увеличением частоты нагружения (8 до 16 Hz) коэффициент защитной способности экранирующей щели в исследованных породах увеличивается по параболической закономерности.

На рис. 4 приведен график зависимости коэффициента защитной способности экранирующей щели

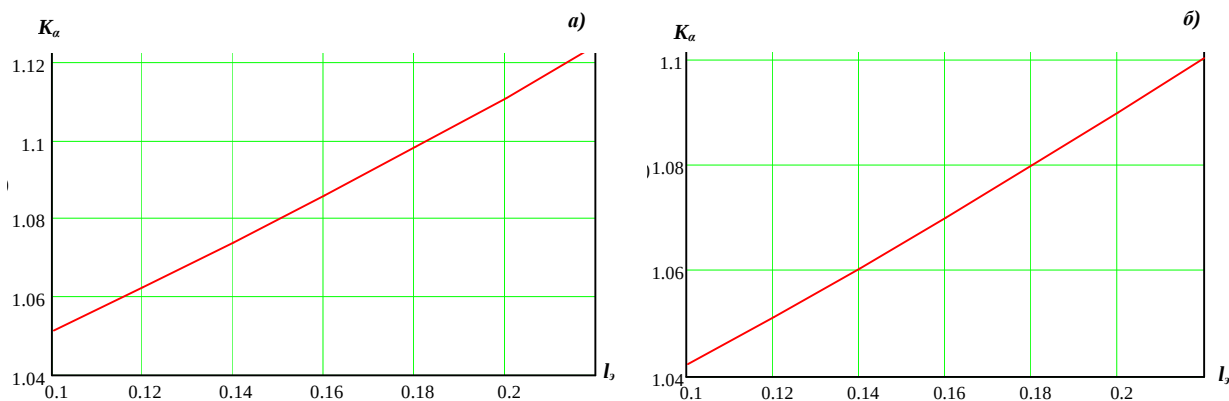


Рис. 1. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее ширины в сланцевых (а) и известковых (б) породах

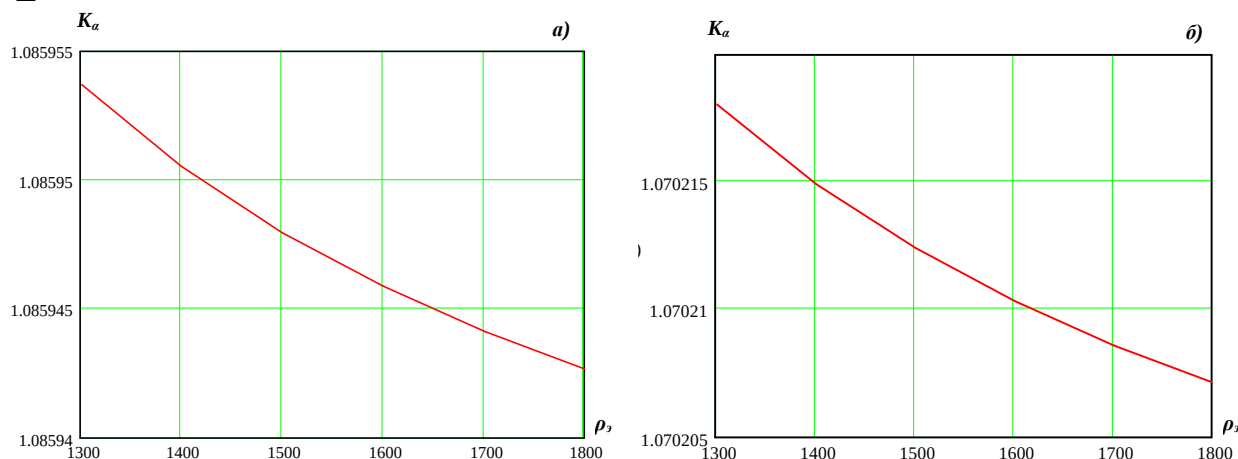


Рис. 2. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее плотности заполнителя в сланцевых (а) и известковых (б) породах

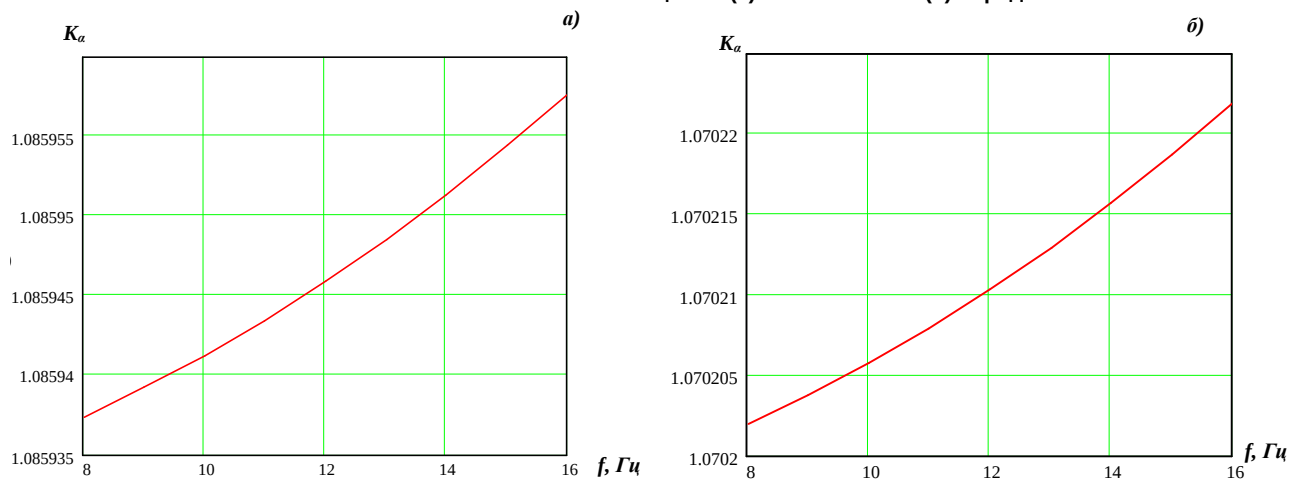


Рис. 3. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее частоты нагружений в сланцевых (а) и известковых (б) породах

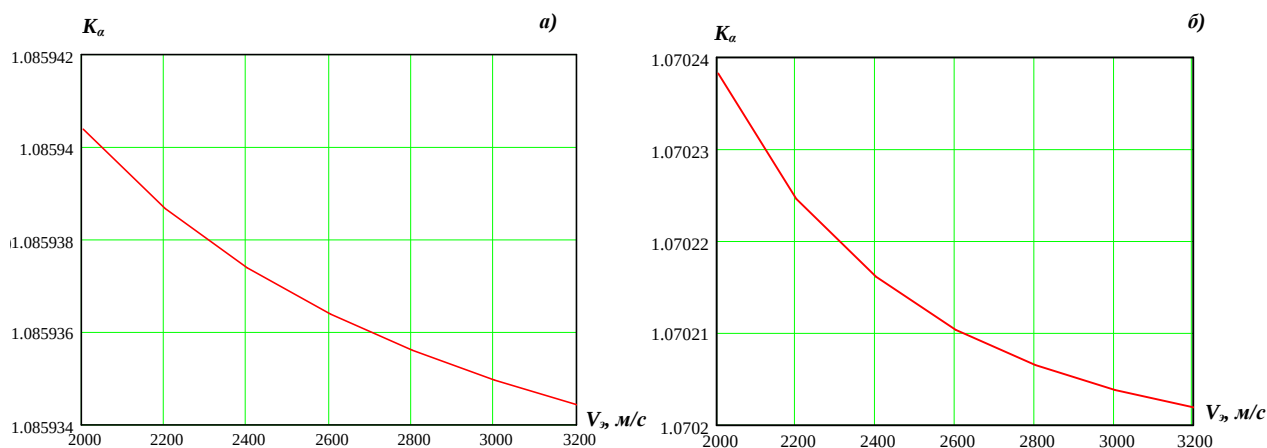


Рис. 4. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от скорости распространения продольных волн в заполнителе сланцевых (а) и известковых (б) породах

при контурном взрывании в зависимости от скорости распространения продольных волн в заполнителе сланцевых (а) и известковых (б) породах. Полученные зависимости показывают, что увеличение скорости распространения продольных волн (от 2000 до 3200 m/s) сопровождается снижением защитной способно-

сти во всех исследованных породах. Таким образом, защитная способность экранирующей щели оценивается через их коэффициент, который имеет параболическую зависимость от ее ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения массового взрыва.

ВКЛАД ПРОФЕССОРА БАБАЕВА К.Л. В ГЕОЛОГИЧЕСКУЮ НАУКУ И ГОРНОРУДНОЕ ПРОИЗВОДСТВО УЗБЕКИСТАНА

Аkbаров Х.А., член-корреспондент Международной инженерной академии, действительный член АН РУз, иностранный член Академии естественных наук РФ, докт. геол.-мин. наук, профессор; **Турапов М.К.**, действительный член Академии естественных наук РФ, докт. геол.-мин. наук; **Махамаджанов И.А.**, ведущий научный сотрудник Кыргызского государственного горного института; **Валишин Р.Т.**, студент ТГТУ

В декабре 2010 г. исполнилось 100 лет со дня рождения Курбана Латыповича Бабаева – крупного ученого, талантливого организатора геологической науки и производства, обогатившего геологию теоретическими и прикладными разработками; доктора геолого-минералогических наук, профессора, Заслуженного деятеля науки Узбекистана, отдавшего свои семь десятилетий неустанной научно-исследовательской, производственной и педагогической деятельности, общению с видными учеными, коллегами – годы труда и раздумий. Его имя широко известно в геологической науке, с ним знакомы в геологическом мире за рубежом.

Со времени окончания в 1936 г. геологоразведочного факультета Среднеазиатского индустриального института он занимается разведкой месторождений полезных ископаемых и охраной недр. С самого начала деятельности судьба свела его с крупнейшим ученым и исследователем, патриархом Российской науки, академиком А.Е. Ферсманом, ставшим впоследствии его научным и духовным наставником. Встреча стала отправной точкой во всей дальнейшей деятельности К.Л. Бабаева. Оставаясь верным учеником и последователем А.Е. Ферсмана, узбекский ученый в значительной степени развил и обогатил его научную школу. Монография К.Л. Бабаева «Гранитные пегматиты Средней Азии» стала непосредственным продолжением и дополнением классического труда академика А.Е. Ферсмана «Пегматиты».

С конца 50-х гг. К.Л. Бабаев занимается металлогеническими исследованиями в Средней Азии. Под его непосредственным руководством и при самом активном участии была составлена и издана карта полезных ископаемых Средней Азии. Позднее, основываясь на этой карте, К.Л. Бабаев разрабатывает принципы количественной характеристики геологических процессов, имеющих важное значение при геологических исследованиях. С его именем связана разработка схемы геологического



Бабаев К.Л.

районирования Средней Азии – на её основе составлены металлогенические и прогнозные карты на важнейшие металлы: золото, вольфрам, олово, свинца, цинка, меди и др.

С 50-х гг. К.Л. Бабаев изучает пегматитовые поля Средней Азии – Алтынтау, Султануиздаг, Кетменчи, Каратюбе, Наука, Сутушар, Тро и др., многие гранитоидные интрузии Западного Узбекистана. Результаты изложены в статьях и монографиях «Петрография Алтынтауского гранитоидного массива» и «Гранитные пегматиты Средней Азии». В 1962 г. в Всероссийском институте минерального сырья (Москва) он успешно защищает докторскую диссертацию.

В 1970-1988 гг. К.Л. Бабаев продуктивно занимается металлогенией золота Средней Азии, обобщает огромный фактический материал по золоторудным месторождениям Тянь-Шаня и Памира. Особое значение для исследований имели составленные им в 1975 и 1980 гг. монографии по металлогении золота Средней Азии. В них обоснован ряд принципиальных теоретических выводов. В результате произведенных обобщений выявлены перспективы рудоносности ряда геологических зон Тянь-Шаня и Памира, например, такие, как Кураминская, Туркестанская, Гиссарская, Алайская, Киргизская, Каратауская и другие. Здесь уже открыты, действуют и разрабатываются месторождения золота.

Как истинный ученый Курбан Латыпович считал, что просто теоретические исследования без их конкретного воплощения не могут дать полной и эффективной отдачи. Они не несут должного морального и духовного удовлетворения для ученого-исследователя. Этим было продиктовано его непосредственное участие в создании горнорудной промышленности нашей республики на базе вольфрамовых, золоторудных и других месторождений полезных ископаемых. К.Л. Бабаев вслед за К.И. Сатпаевым стремился руководствоваться те-

зисом: «Нет практики без науки, а науки без практики», позволившем ему на отраслевых и академических уровнях обоснованно защищать проблемы, связанные с организацией геологической службы и геологической науки в Узбекистане. Такой подход определял постановку совместных работ ученых и геологов-производственников, сыгравших решающую роль в расширении минерально-сырьевой базы республики. Как считают многие ученые-геологи и геологи-практики, геологическая наука – самая «земная». В геологической науке теория и практика неразделимы и развиваются в тесной связи. Геологическая наука внутри практики и для практики.

Накопленный научный потенциал, большой практический опыт и знания профессор К.Л. Бабаев стремился передать своим коллегам. Многие из них стали видными учеными, возглавляют крупные научные направления, внесли значительный вклад в развитие геологической науки нашего региона. Это академики АН РУз А.М. Акрамходжаев, И.Х. Хамрабаев, Г.А. Мавлянов, Х.Н. Баймухамедов, А.Н. Султанходжаев, Т.Н. Далимов, К.Н. Абдуллабеков, Х.А. Акбаров, члены-корреспонденты АН РУз О.М. Борисов, Н.А. Кенесарин, доктора наук К.А. Набиев, С.И. Ибадуллаев, И.М. Мирходжаев, А.В. Покровский. Есть его подопечные и в Таджикистане – А.Х. Хасанов, Х.Ю. Юсупов, а в Казахстане – Н.К. Кудайбергенова, З.Т. Тулепова и др.

С его именем связано рождение Среднеазиатского научно-исследовательского института геологии и минерального сырья (САИГИМС), ставшего впоследствии крупным многоотраслевым центром геологической науки азиатского региона. В 1957 г. К.Л. Бабаев организовывает и становится первым его директором; в должности которого он работает в течение 10 лет. Благодаря ему в короткий срок был создан ведущий научный центр в области геологии полезных ископаемых, методики и техники разведки, экономики и технологии минерального сырья. В течение трех-четырех лет САИГИМС завоевал авторитет и признание в геологической отрасли, региональных научных и производственных центрах бывшего Союза. Под руководством К.Л. Бабаева в 1959 г. была составлена и издана «Карта полезных ископаемых Средней Азии» масштаба 1:500000, а в последующие годы в рамках проблемы «Условия образования и закономерности размещения основных рудных и нерудных полезных ископаемых Средней Азии» выполнены исследования по металлогении и прогнозированию месторождений золота, висмута, свинца, цинка, меди, вольфрама, молибдена, олова, бора и других элементов. Ведущая роль К.Л. Бабаева заключалась в научном и методическом обеспечении металлогенических работ. Он публикует ряд статей по генетической классификации эндогенных руд-

ных месторождений, по принципам составления металлогенических и прогнозных карт.

Широк круг его общественной деятельности. Ещё в далёкие 1950-1960 гг. проф. К.Л. Бабаев активно проявлял большой интерес к организации и проведению научных форумов. Он в составе представительной делегации ученых Узбекистана принял активное участие в работе Международного Геологического Конгресса, прошедшего в Индии. Этот крупнейший форум всех геологов мира проводится один раз в четыре года. К.Л. Бабаев активно участвовал во всех важнейших мероприятиях этой двадцать второй по счету встречи геологов планеты. На конгрессе, в составе делегации Узбекистана, участвовал в работе симпозиумов и секций по направлениям геологической науки и наук о Земле. В центре внимания было обеспечение человечества минеральными ресурсами. Эти проблемы весьма актуальны и для Узбекистана. За круглыми столами состоялись деловые встречи с учеными других стран.

Среднеазиатский научно-исследовательский институт геологии и минерального сырья являлся гордостью и болью Курбана Латыповича Бабаева. Имея большой опыт руководства научно-исследовательскими институтами, он во вновь организованном институте четко разработал структуру его научных подразделений в соответствии с возложенными на него главными научными направлениями и практическими задачами. Наряду с геологическими направлениями, он еще в большей степени уделял внимание созданию таких научных подразделений, как отделы методики, техники и технологии геологоразведочных работ, обогащения и технологии руд, подчеркивая, что такие подразделения и научные направления не имеются ни в одном из геологических научно-исследовательских институтов Узбекистана, Таджикистана, Кыргызстана и Туркменистана.

Среднеазиатский научно-исследовательский институт геологии и минерального сырья, ныне Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов (ИМР) вот уже более пятидесяти лет изучает комплекс вопросов, среди которых ведущими являются геология твердых полезных ископаемых, экономика геологоразведочных работ, технология обогащения руд и извлечения из них полезных компонентов. Здесь впервые в стране были созданы детальные геолого-прогнозные карты, без которых теперь не обходится ни одна геологоразведочная экспедиция.

Большой коллектив ученых отдела методики геологоразведочных работ вел (а ныне другие подразделения) научно-исследовательские работы по составлению количественных детальных геолого-прогнозных карт, от результатов которых во многом зависит дальнейшее расширение запасов полезных ископаемых в Узбекистане и других стра-

нах Средней Азии. Что же такое прогнозная карта? Многие рудные месторождения образованы с помощью растворов, поднявшихся из больших глубин. Свой «полезный груз» они отложили недалеко от поверхности. Но как этот груз размещается? Откуда лучше к нему подступиться? На разведку полезных ископаемых государство тратит огромные средства.

И все же, порою, геологи идут вслепую. Между тем не только на поверхности, но и в недрах земли все процессы имеют закономерный характер. Важно их расшифровать, установить взаимные связи между геологическими явлениями и оруденением, определить силу и особенности этих связей. Только после этого рождается возможность представить, как располагаются руды в том или ином районе. Полученные сведения наносятся на прогнозную карту.

Многочисленные эксперименты подтвердили надежность таких карт: там, где значились рудные залежи, их обязательно находили. Достаточно назвать эксперименты в Южной Фергане. Изучая закономерности расположения руд, геологи составили прогнозные карты и на основе их спланировали дальнейшие разведочные работы. Карты позволили «отбраковать» заведомо бесперспективные площади и сконцентрировать внимание на других участках. Итоги поисков оказались плодотворными. Такого рода высокоэффективным исследованием К.Л. Бабаев уделял самое пристальное внимание и оказывал большую практическую помощь в их расширении и популяризации результатов исследований путем проведения крупных научных форумов.

Без прогнозных карт немыслимы планирование и организация геологоразведочных работ. Вот почему такие карты составлены более чем по 50 крупным рудным полям. Однако перед «прогнозистами» по-прежнему стоит еще немало сложных проблем. Например, в одних местах свинцово-цинковые руды тяготеют к известнякам.

А в других известняки становятся неблагоприятными для таких руд. Какие факторы здесь действуют и в каких сочетаниях? В поисках ответа на этот и другие вопросы сотрудники отдела методики геологоразведочных работ и ученые института еще в 1970 г., решили использовать для составления карт и результаты, полученные на основе проведения оптического моделирования геологических структур. Создается модель структуры месторождения – например: золоторудного, вольфраморудного, полиметаллического и др., затем модель подвергается статической нагрузке.

С помощью поляризованного света ученые определяют характер напряжений, возникающих в модели. Таким образом, воспроизводятся некоторые геологические процессы, которые происходили на том или ином участке земли. Сопоставляя

картину напряжений с уже известной картиной распространения руд, экспериментаторы находят и наносят на карту участки, где, судя по всему, могут быть еще не открытые залежи.

Оптическое моделирование – кропотливая и сложная работа. И все же оно обходится гораздо дешевле, чем бурение хотя бы одной 300-метровой скважины, которая вполне может оказаться безрудной. Быстрее, полнее, лучше стали составляться прогнозные карты. Одновременно совершенствуется методика разведки полезных ископаемых. Сотрудники отдела разработали ряд приемов, с помощью которых удалось проанализировать и уточнить сведения о запасах золота, висмута, ртути и полиметаллов на многих месторождениях Средней Азии.

Внедряя новые способы сбора полевых материалов, ученые предложили отказаться от традиционных пикетажных книжек и перейти на перфокарты ручной и машинной сортировки. Применили они перфокарты и для обобщения полевых наблюдений. В обработке полученных материалов институту помогали Вычислительный центр академии наук Узбекистана и Республиканское статистическое управление.

Достижения ташкентских ученых в области прогнозирования стали широко известны. В институте часто бывали специалисты из других городов и стран с целью обмена опытом по методике составления прогнозных карт. Узбекские геологи провели несколько масштабных семинаров в Москве, Киеве, Тбилиси, Владивостоке и др. городах. Ведущие сотрудники института П.А. Шехтман, В.П. Федорчук, В.А. Королев, Ю.А. Аверин, Т.М. Марипов, Х.А. Акбаров, Д.С. Мукимова, Г.А. Терехова, М.У. Умарходжаев, Ш.Д. Фатхуллаев, М.К. Турапов, Р.Р. Исанов, В.Я. Зималина и их соратники А.Д. Швецов, В.В. Овечкин, В.Н. Азин, В.Я. Бланк, А.Е. Смылова, В.Н. Смелянец, Н.И. Нехода, Л.П. Быковская, Б.К. Дададжанов, Г.С. Тилляева, А.М. Азимов, К.М. Валиходжаев и многие другие в течение десятков лет проводили планомерные и систематические научно-исследовательские работы на различных геологоструктурных типах рудных полей и месторождений с целью дальнейшего усовершенствования методики составления детальных геологических прогнозных карт. Впоследствии многие из них по результатам своих исследований защитили кандидатские и докторские диссертации и стали известными учеными. И в этом немалая заслуга К.Л. Бабаева.

Благоприятный климат, громадные минерально-сырьевые ресурсы, большие запасы стратегических материалов и сельскохозяйственного сырья выводят Узбекистан в число богатейших стран. Как отмечает Президент Республики Узбекистан И.А. Каримов, на карте мира немного государств, которые владе-

ли бы такими богатствами. В Узбекистане найдены практически все элементы периодической системы Менделеева.

Природные минеральные ресурсы являются главной движущей силой научно-технического прогресса, основой экономического могущества любого государства, если геологи раскроют условия формирования, закономерности размещения полезных ископаемых.

С чувством большой благодарности вспоминаем имена тех из них, кто был первым. Благодаря их огромному труду, упорству, пытливым научным исследованиям дана достоверная оценка природным богатствам недр Узбекистана, созданы отечественная геологическая наука, геологоразведочная отрасль и горно-металлургическая промышленность.

Особое место здесь принадлежит и видному ученому, профессору, доктору геолого-минералогических наук, Заслуженному деятелю науки Узбекистана К.Л. Бабаеву.

Он в числе многих его коллег установил закономерности образования и размещения полезных ископаемых, обосновал значение металлогенических исследований и использование их результатов для поисков и разведки месторождений, укрепления экономики страны, содействуя утверждению научной геологической школы Узбекистана.

К.Л. Бабаев по праву является одним из организаторов научно-исследовательских работ в Узбекистане, его научные разработки и труды способствовали выявлению на территориях стран Средней Азии многих месторождений полезных ископаемых, им воспитан большой отряд геологов. Он был принят Международной геологической общественностью в Ассоциацию по генезису рудных месторождений (подписано учеными-геологами СНГ, США, Швеции, Чехословакии, Германии, Канады).

В Среднеазиатском научно-исследовательском институте геологии и минерального сырья, организатором которого являлся К.Л. Бабаев, очень наглядно можно представить себе роль современной науки и как широко проникает она в различные отрасли народного хозяйства.

В лабораториях и отделах ученые познают окружающие нас природные богатства, и поле их деятельности простирается от высочайшего Памира до Центральных Кызылкумов.

К.Л. Бабаев большое внимание уделял приему на работу молодых специалистов, их научному росту. Он ежегодно участвовал в комиссиях по распределению молодых заканчивающих ВУЗы студентов и одаренных приглашал на работу в свой САИГИМС.

Автор этих строк, так же как и другие молодые специалисты, начал свою трудовую деятельность еще в далекие 1958 гг. в качестве лаборанта в от-

деле методики геолого-разведочных работ, возглавляемом П.А. Шехтманом.

Впоследствии эти молодые специалисты успешно работали и выполняли научно-исследовательские работы в области геологии, техники и технологии геологоразведочных работ и впоследствии по результатам выполненных ими работ и их внедрения в практику геологоразведочных работ Узбекистана, Кыргызстана, Таджикистана, Казахстана и Туркменистана защищали диссертации на соискание ученых степеней кандидата, а впоследствии и доктора геолого-минералогических и технических наук.

Таким образом, в институте было подготовлено несколько десятков высококвалифицированных кадров - докторов и кандидатов наук.

Многие из них работают и составляют золотой фонд института и поныне. И в этом заслуга К.Л. Бабаева очевидна.

Средняя Азия – это единый геологический регион, поэтому многие вопросы разведки полезных ископаемых не могут быть решены в пределах одной республики.

Институт является тем учреждением, которое объединяет геологические исследования по изучению твердых полезных ископаемых Тянь-Шаня и сопредельных низменностей.

В содружестве с центральными, академическими и родственными институтами Среднеазиатских стран, а также и производственными сотрудниками института изучали геологию месторождений золота, вольфрама, меди, урана, свинца, цинка, сурьмы и других полезных ископаемых; разрабатывали методику, технику, экономику геологоразведочных работ и технологию обогащения руд.

Одно из главных направлений работы коллектива института и ныне – изучение строения месторождений твердых полезных ископаемых Узбекистана.

В институте разрабатывается технология обогащения наиболее важных в промышленном отношении руд редких, цветных и черных металлов, а также других видов полезных ископаемых.

В отделе обогащения и химической технологии руд создана лаборатория очистки сточных вод. Большое значение имеет разработка новых, перспективных направлений исследований, таких, как оптическое моделирование тектонических процессов и применение математических методов в геологии.

Особенность буровой разведки в государствах Средней Азии – частое отсутствие воды на месте производства работ и недостаточный выход керна. Поэтому так важна разработка вопросов бурения скважин с воздушной продувкой и новых типов буровых наконечников, которые предложены учеными института и успешно применяются при проведении больших объемов геологоразведочных

работ. Как известно, в Средней Азии фонд «легко-открываемых» месторождений – то есть таких, которые имеют непосредственный выход на поверхность, практически исчерпан. Задача геологов теперь усложнилась – надо отыскивать месторождения полезных ископаемых, залегающих на значительных глубинах. Делать это вслепую – бесперспективно и слишком дорого. Поэтому такое большое значение приобретают научно-обоснованное понимание геологического строения, закономерностей размещения полезных ископаемых, условий их залегания и разработка научных основ прогнозирования оруденения. Повышение эффективности и качества геологических исследований и поисково-разведочных работ в современных условиях немыслимо без точных технико-экономических расчетов.

«Геология – это моя жизнь», – такими словами когда-то охарактеризовал свою деятельность Курбан Латыпович Бабаев. Однажды ему посчастливилось сопровождать А.Е. Ферсмана на месторождение в Чаткальских горах. Это была большая честь для студента. В этой же поездке Курбан Латыпович предотвратил, казалось бы, неминуемое падение А.Е. Ферсмана в пропасть, и в благодарность академик А.Е. Ферсман подарил ему свой геологический молоток. Это стало началом знакомства, которое продолжалось до 1940 г. Когда они встретились во Фрунзе, К.Л. Бабаев докладывал ему о своем открытии месторождения кобальта – единственного в Средней Азии. Позднее Курбан Латыпович в течение нескольких десятков лет на разных должностях совместно работал в академических и отраслевых институтах с академиками Х.М. Абдуллаевым, И.Х. Хамрабаевым, Х.Н. Баймухамедовым, Г.А. Мавляновым, А.М. Акрамходжаевым, А.Н. Султанходжаевым, Т.Н. Далимовым, К.Н. Абдуллабековым, Х.А. Акбаровым и многими другими.

Будучи естествоиспытателем, К.Л. Бабаев всегда использовал генетический подход в изучении геологических процессов и явлений. Тематика его исследований периодически менялась (гранитоиды, скарны, пегматиты, гидротермалиты и др.), а петролого-генетический принцип исследований геологических объектов и явлений оставался постоянным. Он разработал принципы количественной характеристики геологических процессов, имеющих важное значение при исследованиях, схем геологического районирования Средней Азии, на основе которой составлены металлогенические и прогнозные карты на важнейшие металлы (золото, вольфрам, олово и др.).

Некоторое время Курбан Латыпович занимался и проблемами инженерной сейсмологии, хотя они не имели прямого отношения к проблематике его научных исследований. После серии землетрясений 40-х гг. в Ташкенте, а затем разрушительного в Ашхабаде он, будучи в ту пору заместителем директора Института геологии АН Узбекистана, орга-

низует в Ташкенте наклонмерную станцию для прогнозирования землетрясений. В ту пору подобных станций в мире не было.

Значительное место в научных исследованиях Курбана Латыповича занимает проблема источника вещества, генезиса и моделирования рудных формаций золота им разработана петрологическая классификация рудоносных метасоматитов. В 90-е гг. продолжает развивать представления о зональности природных процессов, издает ряд брошюр и статей. Научные разработки его постоянно вызывали интерес геологической общественности, им опубликовано более 170 статей.

Многогранна научно-педагогическая деятельность К.Л. Бабаева, им лично подготовлено 16 кандидатов геолого-минералогических наук. Самоотверженный труд ученого оценен по заслугам – он награжден многими орденами и медалями. Он был крупным организатором геологических научно-исследовательских работ в Узбекистане. Так, на протяжении десяти лет руководил Институтом геологии АН Узбекистана, а затем создал и возглавил Среднеазиатский научно-исследовательский институт геологии и минерального сырья, К.Л. Бабаев успешно руководил рудником, трестом, академическим и отраслевым научно-исследовательским институтами.

К.Л. Бабаев за 90-летний период жизни и 70-летнюю научно-производственную и общественную деятельность поставил себе три памятника – **первый памятник** – им организованный и возглавлявший в течение одного десятка лет в качестве директора – Среднеазиатский научно-исследовательский институт геологии и минерального сырья, его научные подразделения и подобранные высококвалифицированные ученые и специалисты, которые составили основной костяк института; **второй памятник** – его научные работы – монографии, составленные геологические и прогнозно-металлогенические карты разных масштабов и переданные для использования на практике в геологические организации государств Средней Азии, подготовленные под его личным руководством десятки высококвалифицированных научных и научно-педагогических кадров, а также защитившие в стенах этого института сотни докторов и кандидатов наук и **третий памятник** – его великолепная интеллигентная семья – супруга, дети, внуки.

Он и в последние дни находился на своем рабочем месте. Родившись в начале XX века, не дожил несколько месяцев до своего 90-летия. Талантливый организатор, крупный ученый, чуткий, отзывчивый товарищ Курбан Латыпович Бабаев сделал большой вклад в развитие геологической науки и отрасли. Жизнь и деятельность его являются примером беззаветного служения любимой профессии и надолго сохранятся в памяти коллег, соратников, учеников и друзей.

К ПРОБЛЕМЕ ПРОГНОЗА И ПОИСКОВ НОВЫХ ОБЪЕКТОВ В ТАМДЫТАУСКОМ РУДНОМ РАЙОНЕ

Турапов М.К., действительный член Академии естественных наук РФ, док. геол.-мин. наук; **Аkbаров Х.А.**, член-корреспондент Международной инженерной академии, действительный член АН РУз, иностранный член Академии Естественных наук РФ, док. геол.-мин. наук, профессор; **Марипова С.Т.**, зав. лабораторией ГП ИМР Госкомгеологии РУз, канд. геол.-мин. наук; **Дулабова Н.Ю.**, инженер ГП ИМР Госкомгеологии РУз; канд. геол.-мин. наук; **Василевский Б.Б.**, зав. отделом прогнозирования рудных полезных ископаемых ГП ИМР Госкомгеологии РУз; канд. геол.-мин. наук; **Эшмуродов М.С.**, студент ТашГТУ

Прошло более пятидесяти лет со дня обнаружения золотого и другого оруденения в Центральных Кызылкумах. За прошедшее время открыты десятки месторождений золота, серебра, вольфрама и других металлов, среди которых особое место занимает золоторудное месторождение Мурунтау в едином рудном районе в горах Тамдытау.

Центральные Кызылкумы – это регион, где более 90% площади покрыты мезокайнозойскими образованиями, представляющими чехол, под которым скрывается палеозойский фундамент, где и сосредоточены основные месторождения золота, серебра, вольфрама и других металлов, составляющие металлогенический потенциал региона. Как для многих горнорудных регионов республики, так и для Центральных Кызылкумов, в особенности для Тамдытауского рудного района, актуальной проблемой является расширение минерально-сырьевой базы по основным видам полезных ископаемых.

Решением этой проблемы занимаются многочисленная армия геологов и другие специалисты, совместная деятельность их направлена, в первую очередь, на открытие новых месторождений, новых рудных зон и рудных тел на флангах известных месторождений. При этом они используют широкий спектр методов поиска и разведки, привлекая новые достижения науки и техники. Работа проводится на основе комплексирования традиционных методов поиска и прогноза и новых методик геологических изысканий.

В разработанной ЦНИГРИ (Россия) методике локального прогнозирования для поиска и прогноза рекомендуется использовать около 20 видов методов, каждый из которых направлен на получение определенного вида геологической информации как с поверхности, так и с глубоких горизонтов земной коры.

Полученные фактические материалы по каждому виду методики исследований позволяют реконструировать определенные элементы морфогенетической модели месторождений и, основываясь на них, производить прогнозирование промышленного оруденения. Естественно, прогноз даст возможность выделить грань, аналогичную реконструированной. Таким образом, применение одного метода исследований не дает в полном объеме выявить основные параметры оруденения, что опреде-

ляет степень достоверности геологического прогноза.

Для получения достоверной информации о геолого-промышленно-генетических особенностях изучаемого объекта необходимо комплексировать методы прогноза и поисков, усовершенствовать методы геологических исследований, что, в конечном счете, позволит повысить эффективность работ по расширению и укреплению минерально-сырьевой базы горнорудных районов Республики Узбекистан.

Одним из приоритетных направлений в изучении закономерности формирования и размещения эндогенного оруденения в прогнозе и их поиске является экспериментальный подход в решении этих задач. Исследуя тектонические явления, которые в природе привели к образованию тектонических элементов, сыгравших важную роль в формировании месторождений и в размещении промышленного оруденения в пространстве, можно восстановить (на моделях) поэтапное формирование и развитие этих элементов. Кроме того, можно рассмотреть взаимоотношение их тектонического состояния с рудными процессами. Все это позволяет восстановить кинематику образования и развития рудоконтролирующих структур и связать это с рудообразованием. Это дает возможность выделить в площади изучаемого объекта определенные структуры, в их пределах участки, где есть вероятность обнаружения скоплений промышленного оруденения.

Экспериментальные работы по изучению тектонофизической особенности структур рудных полей и месторождений с эндогенным оруденением широко применяются в институте минеральных ресурсов (ИМР) Госкомгеологии РУз [1-4].

Изучением тектонофизических особенностей структур Западного Узбекистана, в том числе Центральных Кызылкумов и тектонофизических условий формирования эндогенных месторождений полезных ископаемых, занимались Ш.Д. Фатхуллаев и А.Д. Щевцов в 90 гг. [5] в рамках тематических исследований по составлению основ для прогнозно-металлогенического построения Центральных Кызылкумов в масштабе 1:500000. По их данным, разрывные нарушения определяют позиции рудных месторождений, а также являются основными эле-

ментами при миграции тектонических усилий сжатия, от которых зависит степень деформации того или иного участка изучаемой площади. По результатам моделирования они выделили ряд перспективных позиций, благоприятных для обнаружения новых рудных объектов. Все эти позиции линейно вытянуты вдоль зон региональных разломов, что указывает на важность этих структур в металлогеническом облике Центральных Кызылкумов.

С 1995 г. в рамках тематических исследований по выявлению геолого-структурных условий формирования и прогнозирования золоторудных месторождений Западного Узбекистана тектонофизической лабораторией ИМРа выполняются экспериментальные работы по изучению тектонофизических особенностей структур Западного Узбекистана. Эти работы являются частью исследований посвященных связи между кинематической поверхностью и напряженно-деформированным состоянием в структурах, а также изучения влияния напряженности на рудный процесс. Для решения данной проблемы для конкретного участка земной коры предварительно проводится комплекс работ: 1) анализ историко-геологического развития региона; 2)

составление схемы развития его основных разрывных структур; 3) изучение картографических материалов по данному региону; 4) составление основ моделей структур; 5) проведение экспериментов; 6) интерпретация результатов эксперимента.

Эксперименты проведены по схемам, отражающим поэтапное тектоническое развитие региона, при этом придерживались одного из основных принципов моделирования М.В. Гзовского [6] - постепенного приближения модели к природному объекту.

Моделирование полей тектонических напряжений в структурах Тамдытау. Структурно-тектоническая основа модели в масштабе 1:50000, составленная по материалам А.Д. Швецова и др., включает все крупные разломы как северо-западного, так широтного и северо-восточного направлений (рис. 1). Они разбивают площадь Тамдытау на разновеликие тектонические блоки. План тектонического сжатия модели Тамдытау соответствует региональному плану тектонической деформации Южного Тянь-Шаня.

Тектонофизическая позиция Тамдытау в региональных полях тектонических напряжений определяется приуроченностью к зонам с очень слабыми величинами напряжений, а тектонофизическое состояние формируется под влиянием региональных разломов и зависит, в частности, от их пространственной ориентации и тектонической активности.

Результаты моделирования полей тектонических напряжений Тамдытау подтвердили тектоническую ослабленность данной площади на этапе формирования золотого оруденения. Следует указать, что структурно-тектоническая основа модели отражает тектоническую обстановку периода формирования и размещения золотого оруденения.

Статистическое обоснование результатов эксперимента сводится к следующему: а) для модели Тамдытау характерна вариация полей напряжений от нейтральных ($\tau_{\max}=0$) до сильных ($\tau_{\max}=20 \text{ g/sm}^2$); б) около 90% площади занимают поля очень слабых

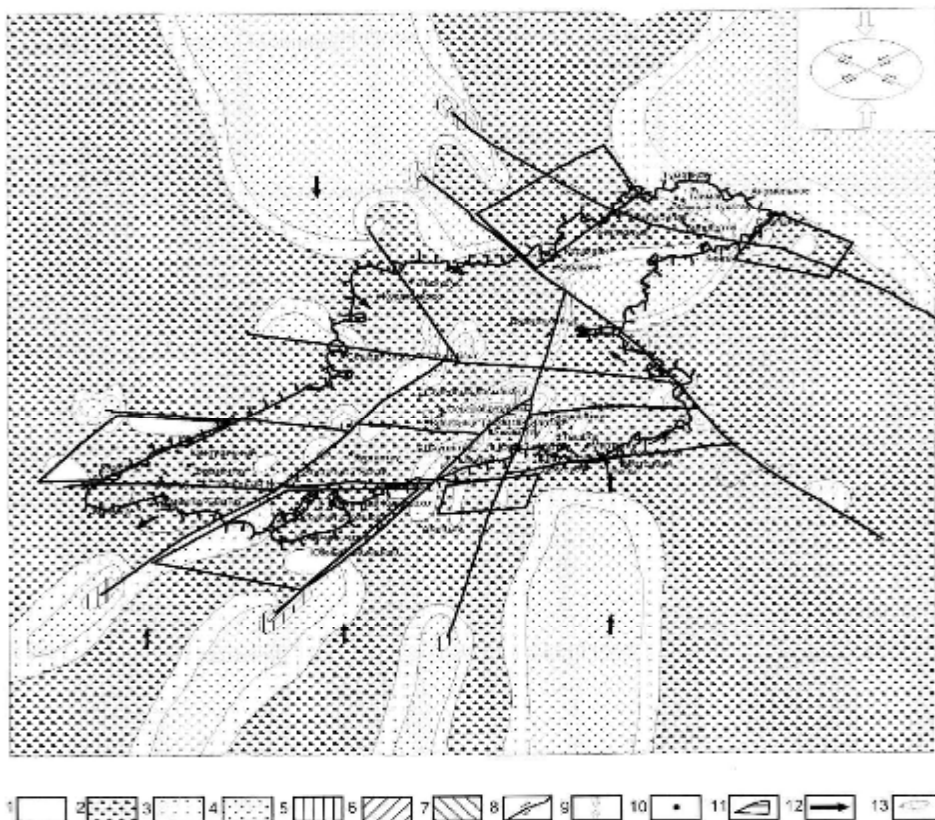


Рис. 1. Схема распределения полей тектонических напряжений в модели структур гор Тамдытау: величины максимальных касательных напряжений (в порядке увеличения $\tau_{\max}$ $1 < 2 < 3 < 4 < 5 < 6 < 7$). 1- отсутствие касательных напряжений; 2,3-поля слабых напряжений; 4,5-поля умеренных напряжений; 6,7-поля сильных напряжений; 8-разрывные нарушения и направления перемещений по ним; 9-направление активных сжимающих усилий; 10-рудные поля и месторождения; 11-полости приоткрывания разломов; 12-направления и смещения тектонических блоков; 13-тектонофизические благоприятные позиции

величин напряжений с нейтральными зонами; в) около 8% площади занимают поля умеренных величин напряжений; г) для 2% площади характерно повышение величин напряжений.

Как обычно, увеличение напряжений характерно для зон сопряжений и пересечений разломов. Есть исключения из этого правила – в некоторых зонах пересечений широтных и северо-восточных разломов отмечается обратная картина. Она связана с разнонаправленной активностью взаимно пересекаемых разломов.

Главную роль тектонической ослабленности площади Тамдытау сыграли разрывные структуры, а точнее - их пространственная ориентация. На севере Тамдытау в виде естественных препятствий проникающим в модель силам сжатия выступили северо-западные разломы. Северная, северо-западная структуры приняли на себя основные усилия горизонтального сжатия, направленные на модель с севера. Это привело к его тектонической активности в виде сдвига.

Израсходовав «п» количество энергии на преодоление первого препятствия (северо-западного разлома), силы сжатия продолжили проникать вглубь модели. Еще «п» количество энергии было израсходовано на преодоление сопротивления второго северо-западного разлома, после чего силы сжатия проникли в центральную часть модели. И под влиянием структурной обстановки произошло их неравномерное распределение.

Для сил сжатия с юга Тамдытау естественным препятствием явились, в первую очередь, северо-восточные разломы, а при подходе к площади Тамдытау - крупный разлом широтного простирания. Концентрация напряжений вдоль зон северо-восточных разломов в виде удлинённых полос, с одной стороны, а также зафиксированная их тектоническая активность в форме сдвига, с другой стороны, указывают, что они приняли на себя основные усилия сжатия, направленные с юга на Тамдытау.

Таким образом, горизонтальные усилия сжатия, направленные на площадь Тамдытау с севера и юга, на своем пути встретили сопротивление на севере северо-западных и на юге северо-восточных разломов. Преодоление их сопротивления привело к потере значительной энергии сжатия. А это обусловило тектоническую ослабленность площади Тамдытау.

Проникшие вглубь модели Тамдытау сжимающиеся усилия распределились неравномерно. Это отразилось на характере распределения тектонических напряжений. Концентрация напряжений отмечается вдоль разломов, в зонах их пересечений и сопряжений. Общая тектоническая ослабленность площади Тамдытау не могла не отразиться на тектонофизическом состоянии его структур. На большой протяженности зоны широтных, северо-

восточных разломов характеризуются тектонической ослабленностью с развитием полей очень слабых напряжений и многочисленными небольшими зонами их нейтрализации. Для северо-западных структур характерна контрастность распределения напряжений вдоль них с чередованием полей слабых и умеренных величин напряжений.

Пассивность в тектоническом движении горизонтального направления характерна для широтных разломов. Все они осложнены северо-восточными разломами и смещены по ним. Пассивность эта отражается в тектонофизическом состоянии их зон и их околоразломного пространства. Вдоль широтных разломов формировались в поля очень слабых напряжений и нейтральные зоны. Последние свидетельствуют о локальном изменении деформации - это локальное растяжение на фоне регионального сжатия.

Тектоническая ослабленность этих структур и отсутствие в них какой-либо тектонической активности при региональном горизонтальном сжатии подтверждают результаты геолого-структурного анализа. Именно такие структуры с участками проявления локального растяжения на фоне регионального сжатия являются рудоконтролирующими. В данном случае они выступают как рудораспределяющие структуры и в некоторых участках - как рудовмещающие.

Роль полей тектонических напряжений в формировании золоторудных месторождений Тамдытау. Одним из принципов экспериментального моделирования полей тектонических напряжений - в моделях структур рудного участка земной коры - является статистическая обоснованность результатов работ [6] и определение роли напряжений в тех или иных конкретных геологических процессах. Определение роли тектонических напряжений в формировании золоторудных месторождений Тамдытау основывается на следующих признаках: рудоконтролирующая роль разрывных структур; основу модели Тамдытау составляют рудоконтролирующие разломы; структурно-тектонические основы моделей отражают тектоническую обстановку золоторудного этапа развития Тамдытау; модели были подвергнуты горизонтальным усилиям сжатия, сила и направление которых соответствовали таковым признакам региональной тектонической деформации.

Из вышеизложенного видно, что при эксперименте соблюдены условия подобия модели природному объекту. Предварительные результаты статистического анализа по сопоставлению схем развития золоторудной минерализации Западного Узбекистана с полями тектонических напряжений приведены выше. Было установлено, что в региональных полях тектонических напряжений отмечается четкая взаимосвязь площадей формирования золоторудных месторождений со слабыми величинами

тектонических напряжений. Около 60% золоторудных месторождений пространственно приурочены к этим полям. Около 10% месторождений сформировалось в зонах, где тектоническая напряженность отсутствует. Как правило, такие зоны испытывают локальное растяжение за счет изменения плана деформации, обусловленной тектонической активностью рудоконтролирующих структур. Только 30% золоторудных месторождений формировалось на площадях с весьма умеренными величинами напряжений. При сопоставлении схемы развития золоторудных объектов Тамдытау с результатами моделирования установлены следующие особенности: почти все месторождения (91%) пространственно тяготеют к полям слабых напряжений и нейтральным зонам, около 7,5% месторождений формировалось на площадях, где проявились поля умеренных напряжений и только 2,1% месторождений - в полях с сильными величинами напряжений.

Эти особенности взаимоотношений полей тектонических напряжений с проявлениями золоторудной минерализации почти соответствуют особенностям аналогичных взаимосвязей в региональном масштабе, что дает основание использовать результаты моделирования при поисково-разведочных работах как в региональном, так и в локальном масштабах. При этом поля слабых величин тектонических напряжений, а также нейтральные зоны будут являться потенциально перспективными на обнаружение в их пределах новых рудных объектов.

Для конкретизации перспективности площади и постановки поисково-разведочных работ необходимо учесть структурную особенность изучаемой площади, а также результаты геофизических исследований. Все это в комплексе позволит сузить площади под поисково-разведочные работы и повысит эффективность их проведения.

Список литературы:

1. Акбаров Х.А. Структурная типизация полиметаллических рудных полей и месторождений различного генезиса для разработки исходных моделей при экспериментах // Эксперимент и моделирование в структурообразующих процессах рудогенеза. Труды Ин-та геол. и геофиз. Сибирского отд. АН СССР. Новосибирск. 1976. Вып.293. С.178-189.
2. Дулабова Н.Ю., Турапов М.К., Парпибаев Ю.К. К вопросу о тектонической позиции Букантау и тектонофизическом состоянии его геодинамических структур // Вестник НУУз. – 2009. – №4/1. – С.187-190.
3. Турапов М.К., Акбаров Х.А., Парпибаев Ю.К., Маринова С.Т. «Моделирование тектонических напряжений в структурах Кокпатаасского рудного поля» // Ташкент, Геология ва минерал ресурслар, 2001, №4.
4. Турапов М.К., Акбаров Х.А., Умарходжаев М.У., Дулабова Н.Ю. Теоретические основы и методология локального прогнозирования месторождений полезных ископаемых. Том 2. Экспериментальное тектоническое моделирование при прогнозировании оруденения. РИСО ТашГТУ. Ташкент, 2010, 313 с.
5. Фатхуллаев Ш.Д., Швецов А.Д., Хорват В.А. Прогнозно-металлогенетические исследования с использованием моделирования тектонических полей напряжений (Западный Узбекистан). В кн.: «Экспериментальная тектоника и полевая тектонофизика». Киев. Наукова думка. 1991. С. 322-327.
6. Гзовский М.В. Основы тектонофизики. - М.: Наука, 1975. 243 с.

УДК. 624.131.1:624.131.25.

© Исаматов Ю.П., Тураев А.С., Горнов В.А. 2011 г.

О ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД И ЕЕ ЗНАЧЕНИИ ПРИ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР

Исаматов Ю.П., доцент кафедры «Горное дело и горная электромеханика» ОКМФ НГГИ; **Тураев А.С.**, доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ; **Горнов В.А.**, главный геолог рудоуправления Кальмакыр ОАО «Алмалыкский ГМК»

Трещиноватость скальных и полускальных пород является одним из решающих факторов при их инженерно-геологической оценке [1]. Она свойственна только скальным и полускальным магматическим, метаморфическим и осадочным породам и характеризует результат нарушения их сплошности. В массиве горных пород наличие взаимно пересекающихся трещин влияет на прочность и устойчивость пород, водонепроницаемость, влагоемкость, водопроницаемость и т.д. [2]. В массивах горных пород месторождения Кальмакыр обнаружены трещины тектонического и нетектонического происхождения. Тектонические трещины разви-

ваются в магматических, метаморфических и осадочных сцементированных породах в пределах зоны влияния тектонических нарушений под влиянием тектонических сжимающих и растягивающих усилий, превышающих предел прочности пород. Трещины подразделяются на трещины скалывания, развивающиеся под влиянием касательных сдвигающих - скалывающих усилий, и трещины отрыва, развивающиеся под влиянием растягивающих усилий.

Нетектонические трещины, образованные под влиянием внутренних сил сжатия и растяжения, развиваются в породе в течение длительного времени

геологического развития района. Такие трещины встречаются повсеместно, они весьма разнообразны в пространстве.

Кроме того, в пределах карьера Кальмакыр развито большое количество зияющих (оборотных) трещин, образование которых связано с взрывными работами и разгрузкой пород. Особенно четко они наблюдаются на стационарных откосах, где наблюдается также раскрытие «залеченных» трещин.

Изучение трещиноватости в массивных породах месторождения Кальмакыр показало, что в сиенито-диоритах удельная трещиноватость составила 5-7 трещин на квадратный метр, ширина трещин - 2-12 мм, длина - 45-125 см, коэффициент трещинной пустотности - 0,03-0,05 и угол падения - 15°-80°.

В диоритах удельная трещиноватость составила вне зон разломов 4-5, реже - 7-9 трещин на квадратный метр, в зонах дробления - 70-80.

Коэффициент трещинной пустотности составляет 0,001-0,175, удельное растяжение на 1 м² площади - 0,008-0,018, длина трещин - 70-130 см, ширина - 3-12 мм, углы падения трещин - 15°-85°.

В гранодиорит-порфирах коэффициент трещинной пустотности составляет 0,006-0,09, удельное растяжение на 1 м² площади - 0,007-0,008, ширина трещин - 3-9 мм, длина - 60-130 см.

Визуальным наблюдением установлено, что трещины большей частью заполнены известковым и глинистым материалом. В выветрелых породах трещины довольно часто выражены менее четко. Отмечено очень много микротрещин выветривания, невидимых невооруженным глазом, но способствующих разрушению пород под воздействием выветривания.

Процесс физического выветривания наиболее интенсивно протекает на склонах и вершинах гор за пределами месторождения, сложенных сиенитами, диоритами, известняками. Резкое колебание температуры в течение суток, замерзание и оттаивание вод в трещинах и микротрещинах пород способствует их разрушению.

Все породы имеют, в основном, 4 системы трещин, характерные для всех геологических разностей горных пород, азимут простирания - А-210°-250°, углы падения - $d=30^{\circ}$ -60°; а также А=150°-180° = 50°-70°.

Первая из этих систем трещин выражена более отчетливо и, в большинстве случаев, ее принимают за главную систему трещин.

В сиенитах и сиенито-диоритах 65-70% трещин являются кососекущими и 30-35% - нормальносекущими по отношению к главным, т.е. основным системам трещин. В остальных породах соотношение кососекущих и нормальносекущих трещин приблизительно равно. По отношению к плоскости уступа борта большинство систем трещин (около 80%) расположены диагонально, остальные - поперечно. Исключение составляют известняки Герцинского структурного этажа, где соотношение диагональных и поперечных трещин равно.

Сиенито-диориты и сиениты, имеющие, в основном, 5 систем трещин, образуют блоки параллельно-

пипедальной формы. Исходя из формы блоков, уступы в сиенито-диоритах и сиенитах менее устойчивы по сравнению с уступами в других породах.

Изучение характера деформации больших массивов трещиноватых горных пород показало, что на устойчивость откосов залегание несплошных трещин не влияет. Что касается сплошных трещин значительного протяжения, то их залегание может оказать решающее влияние на устойчивость откосов.

В данное время в карьере Кальмакыр обнаруживается много трещин, размеры которых достигают 10-35 и более м по простиранию и падению. По таким трещинам обычно происходит заоткоска уступов высотой 10 м, 15 и 20 м. Около половины этих трещин падает в сторону массива или диагонально простиранию бортов.

Изучение трещиноватости массива горных пород с учетом геолого-тектонического строения месторождения показывает, что к ослабленным зонам относятся крупные и мелкие тектонические нарушения, прилегающие к ним участки, т.е. переходные зоны и крупные трещины. В них возможно развитие различных деформаций типа оползней, обвалов и осыпей, затрудняющих процесс эксплуатации месторождения с ростом глубины карьера.

Карабулакский разлом и Кальмакырский взбросо-сдвиг, проходящие в широтном направлении (в пределах проектного контура карьера), являются наиболее крупными ослабленными зонами. Между ними образован крупный тектонический блок, разбитый разломами более мелкого порядка на массивные участки с различной конфигурацией крупных трещин.

Карабулакский разлом падает почти вертикально (80-90°) [3]. Мощность зоны дробления (с крупными трещинами) достигает местами 95 м. А Кальмакырский взбросо-сдвиг под углом 65° падает на юг. Мощность зон дробления достигает 35 м.

В северо-восточном направлении простирается центральный разлом, имеющий юго-восточное падение под углом 80-90°. Зона дробления разлома выражена сильно перетертыми породами тонкими прослойками глины-трения. Эта зона четко выделяется своим черновато-серым цветом на фоне лимонитизированных пород. Кроме этих региональных тектонических нарушений, в пределах карьерного поля обнаружено большое количество разломов местного значения, имеющих преимущественно субширотное и северо-восточное простирание, падающих под углами 50-85°, мощность зон дробления этих разломов до 20 м. Зоны дробления тектонических нарушений характеризуются низкими прочностными свойствами горных пород и высокой степенью их трещиноватости. С глубиной отмечается увеличение размеров обломков пород. Величина удельной трещиноватости достигает 80° и более. Заполнителем трещин является, в основном, глина трения и собственно измененный материал.

На карьере к ослабленным зонам приурочено основное количество небольших оползней-обвалов и осыпей, которые образовались в тех случаях, когда разрывные нарушения или крупные трещины развиты

параллельно борту и падают углами 30°-65° в сторону чаши карьера. Они охватывают переходную зону.

Обвалы образуются, в основном, в тех случаях, когда ось разлома перпендикулярны борту карьера или направлена под углом к нему. Осыпи встречены очень часто. Основной причиной их образования являются взрывы. К ослабленным зонам приурочены наиболее крупные осыпи. Обычно скорость осыпания зависит от фактора времени, т.е. времени обновления уступов, климатических факторов и углов заложения откосов.

В настоящее время при значительных размерах карьера борьба с осыпями проводится очисткой борта и уменьшением дробления пород при доработке уступа до конечного положения.

Таким образом, необходимо отметить, что сейчас, когда высота бортов карьера достигает 250 м², к горнотехническим факторам, отрицательно влияющим на устойчивость уступов, относится трещиноватость горных пород, ведение буровзрывных работ и неточный выбор углов заоткоски уступов. Массовые взрывы создают зону частичного дробления, распространяющуюся на 40-60 м от скважины.

При дальнейшем углублении карьера устойчивость ослабленных участков уступов будет снижаться,

особенно на участках, сложенных сильно трещиноватыми породами, склонными к интенсивному выветриванию или имеющими неблагоприятно ориентированные тектонические, нетектонические трещины и нарушения, а также при подпитывании водой (подземной) изверженных магматических пород.

Из-за ослабленных участков необходимо уменьшать общий угол наклона борта карьера. Количественная оценка степени трещиноватости пород показывает, что в вертикальном разрезе (до проектной глубины карьера) трещиноватость почти не будет изменяться.

Увеличение трещиноватости отмечается близ зон тектонических нарушений и на контактах разновидностей горных пород. Кроме естественных (тектонических и нетектонических) трещин в процессе разработки месторождения будут формироваться искусственные трещины, связанные с разгрузкой пород, а также взрывными работами.

Параметры этих трещин будут со временем изменяться. На стационарных бортах карьера отмечается раскрытие «Залеченных» трещин. Ширина раскрытия местами достигает 2 мм. Подобное изменение трещиноватости может наблюдаться по мере углубления карьера.

Список литературы:

1. Ломтадзе В.Д. Инженерная петрология. «Недра», Ленинград, 1984 г.
2. Исмаилов Ю.П. О влиянии комплексных геологических факторов при открытой разработке месторождения Алматыйского рудного поля (на примере месторождения Кальмакыр). Горный вестник Узбекистана № 2. 2003 г.
3. Коллектив. Медно-порфировые месторождения Алмалыка. «Фан», Ташкент, 1974 г.

УДК 553.41:553.26:[551.4:551.243](575.1)

© Колоскова С.М., Туробов И.Ш., Пирназаров М.М. 2011 г.

МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ УСЛОВИЙ ЛОКАЛИЗАЦИИ РУДНЫХ ТЕЛ НА ОСНОВЕ ОЦЕНОЧНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ (НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУЖУМСАЙ ЗАРМИТАНСКОЙ ЗОЛОТОРУДНОЙ ЗОНЫ)

Колоскова С.М., заведующая сектором ГП «Институт минеральных ресурсов» Госкомгеологии РУз; **Туробов И.Ш.**, главный геолог Зармитанской ГРЭ НПЦ «Геология драгоценных металлов и урана» НГМК; **Пирназаров М.М.**, инженер-геолог ГП «Институт минеральных ресурсов» Госкомгеологии РУз

Изучение структурных условий локализации отдельных золоторудных тел на основе таких оценочных параметров сечений тела, как мощность и содержание главных рудных компонентов золота и серебра, а также производных показателей (линейная продуктивность, отношение Au/Ag, статистическая дисперсия содержаний и др.) выполнено по месторождению Гужумсай [1]. Месторождение Гу-

жумсай размещается в западной части Зармитанской золоторудной зоны, восточнее него расположены месторождения Урталик (Промежуточное) и Чармитан. Рудовмещающими являются породы кошрабадского габбро-сиенит-граносиенитового интрузивного комплекса, Р₁, который на объекте представлен тремя фазами: 1) габбро-сиениты, габбро, в виде мелких тел и ксенолитов; 2) крупно-

зернистые порфировидные граносиениты биотит-роговообманковые, биотитовые являются главными рудовмещающими породами; 3) дайковые образования диоритовых порфиров, сиенито-диоритов, гранит-порфиров, имеют незначительное распространение. На юго-западе рудные тела пересекают блок метаморфизованных вулканогенно-осадочных пород S_1 экзоконтактовой зоны. Руды представлены жильным и жильно-прожилковым морфотипами золото-сульфидно-кварцевого геолого-промышленного типа.

Их размещение контролируется разломами, относящимися к оперяющим структурам Караулхана-Чармитанской зоны смятия (рис. 1). Поверхность смещения рудовмещающих разломов обычно имеет волнистую форму, которая отражает положение структурных волн различных порядков – более крупная структурная волна осложнена сериями более мелких волн. Рудоносные структуры заложены как сколовые план-параллельные оперения зоны смятия и сопровождаются трещинами отрыва.

Рудолокализирующие полости закладывались в дорудный этап, часто до внедрения даек.

На протяжении рудного этапа они лишь подновлялись и перерабатывались вследствие блоковых подвижек небольшой амплитуды, т.е. существенной перестройки структурного плана в этот период не было.

Послерудная тектоника развита повсеместно, но амплитуда перемещений редко превышает первые метры.

Процесс рудообразования происходил в несколько стадий при периодической тектонической активности, обычно предшествовавшей периодам рудоотложения, проявлявшейся в неоднократном дроблении ранее образованных минеральных образований.

Наиболее мощные прожилково-жильные системы рудных тел 53, 54, 57 в центральной части имеют субширотное и восток-северо-восточное простирание.

Относительно них рудные тела северной и южной частей объекта имеют диагональное положение, протягиваясь в северо-восточном направлении.

Основой структурно-параметрического моделирования послужили данные опробования рудных тел по результатам геологоразведочных работ 1981-2010 гг. (Хренов В.А., Хамроев И.О., Туробов И.Ш. и др.), дополненные геолого-структурными наблюдениями по горным выработкам и результатами минералого-петрографических исследований по скважинам на глубоких горизонтах месторождения (табл. 1).

Рудное тело 54 изучено в диапазоне глубин от +900 м до +304 м, т.е. на 600 м по вертикали, по простиранию примерно на 1700 м. Геолого-структурная позиция рудного тела контролируется зоной Центрального разлома. На западе этот разлом



Рис. 1. Катаклазиты в скользящем звене Центрального разлома (шахтный гор. +720 м, штрек 65, 100 м от устья, кровля)

сопрягается с Караулхана-Чармитанской зоной смятия, пересекая на протяжении ~200 м блок метаморфических вулканогенно-осадочных пород

На востоке разлом расщепляется на ветви северо-восточного простирания, ограничивающие рудное тело 54. Генерализованное простирание рудного тела 54 по азимуту 75° с виргациями по простиранию $\pm 15^\circ$ в обе стороны от генерального направления. Падение в северных румбах под углом $70-80^\circ$ с отклонениями по падению $\pm 5-7^\circ$ в обе стороны от этого диапазона. Рудное тело расположено в висячем боку Центрального разлома и сложено стержневой кварцевой жилой мощностью от 10 см до 1,2 м в раздуже. Жила сопровождается серией сближенных прожилков кварцевого, сульфидно-кварцевого и сульфидного состава и зоной околожильных метасоматитов формации гумбеитов, которые на удалении 0,5-1 м от жилы сме-

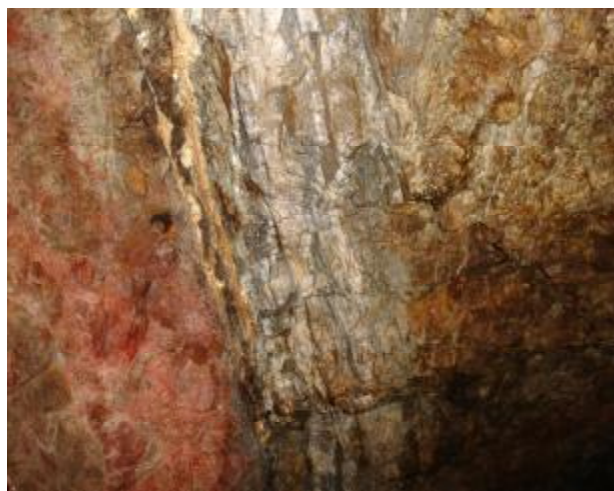


Рис. 2. Кварц-сульфидная жила в граносиенитах, сопровождаемая зоной кварцевых прожилков и метасоматоза (рудное тело 54) в породах висячего бока Центрального разлома (шахтный гор. +720 м, штрек 65, от устья 25 м, кровля, поперечник фото 2 м)

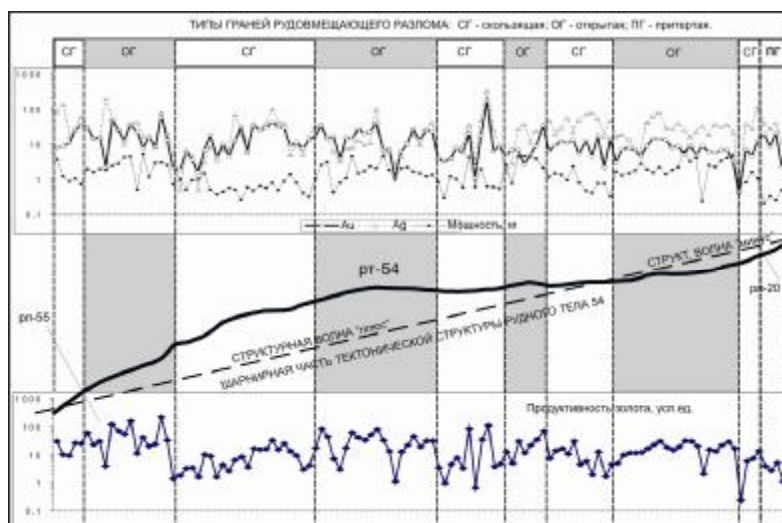


Рис. 3. Структурная модель по простиранью рудного тела 54 месторождения Гужумсай (горизонт +720 м)

няются метасоматитами формации березитов, т.е. оно представлено прожилково-жильными образованиями с околорудными метасоматитами. Центральный разлом, вскрытый горными выработками на шахтном горизонте +720 м, имеет неоднородное строение и разную мощность зоны. Осевая часть разлома (смещитель) сложена катаклазитами, тектоническими швами с глиной трения и милонитами, её мощность составляет от первых единиц до первых десятков см. Наглядно строение осевой зоны с катаклазитами в скользящем звене разлома мощностью 0,2 м среди граносиенитов наблюдается в кровле штрека, пройденного по простиранью рт-54 (рис. 1). В некоторых случаях за смещителем (осевая часть разлома) следуют зоны брекчирования,

В процессе минералогическо-петрографического исследования керна скважин глубоких горизонтов установлено, что рудное тело 54 на глубинах от +600 до +450 м обычно представлено прожилковой минерализацией и только в отдельных сечениях наблюдались маломощные золотоносные кварцевые жилы, которые сопровождалась околорудными березитами с кварц-сульфидными прожилками. Структурная модель рудного тела 54, дополненная оценочными параметрическими показателями, построена по простиранью рудного тела 54 на горизонте горных работ +720 м (рис. 3). Отчетливо наблюдаются выпуклые и вогнутые полуволны первого порядка по изгибам поверхности рудовмещающего разлома, образование которых обусловлено условиями сжатия, и

мелкие структурные волны более низких порядков. Вариации мощности кварцево-жильных тел обусловлены ориентацией граней, ограничивающих поверхность трещин, по отношению к направлению сдвиговых усилий. По простиранью РТ-54 приоткрытые звенья характеризуются повышенной мощностью, короткие притёртые (несущие) звенья разлома имеют минимальную мощность, промежуточное значение мощности рудоносных образований наблюдается в скользящих звеньях. Содержания золота и серебра имеют неоднородное распределение и находятся в неоднородных соотношениях с мощностью рудоносной структуры. Значения линейной продуктивности золота стабильно повышены

в участках раздувов мощности рудного тела, отдельные «всплески» дают богатые и бонанцевые руды.

С проекции рудного тела 54 на вертикальную плоскость сняты координаты 461 точки пересечения и опробования руд-

Статистические показатели оценочных параметров рудного тела 54 (461 сечение)

Оценочные параметры	Минимум	Максимум	Среднее	Дисперсия	Коэффициент вариации
Мощность, м	0,1	7,22	1,36	1,42	0,73
Содержание Au, усл.ед.	0,01	174,1	11,13	263,44	3,03
Содержание Ag, усл.ед.	0,05	340,6	30,03	1685,41	5,00

ного тела. Каждая точка охарактеризована средними расчетными оценочными параметрами рудного тела - мощностью, содержанием золота и серебра. Приведенные статистические показатели свидетельствуют (таблица), что отклонения от средних по значениям коэффициента вариации характеризуют распределение значений мощности как неоднородное, в то время как содержания золота, серебра имеют более значительный разброс значений и в целом относятся к высококонтрастному типу. Гистограммы распределения параметров мощности, содержания золота и серебра по 461 сечению рудного тела 54 показывают (рис. 4), что

ного тела.

Каждая точка охарактеризована средними расчетными оценочными параметрами рудного тела - мощностью, содержанием золота и серебра.

Приведенные статистические показатели свидетельствуют (таблица), что отклонения от средних по значениям коэффициента вариации характеризуют распределение значений мощности как неоднородное, в то время как содержания золота, серебра имеют более значительный разброс значений и в целом относятся к высококонтрастному типу.

Гистограммы распределения параметров мощности, содержания золота и серебра по 461 сечению рудного тела 54 показывают (рис. 4), что

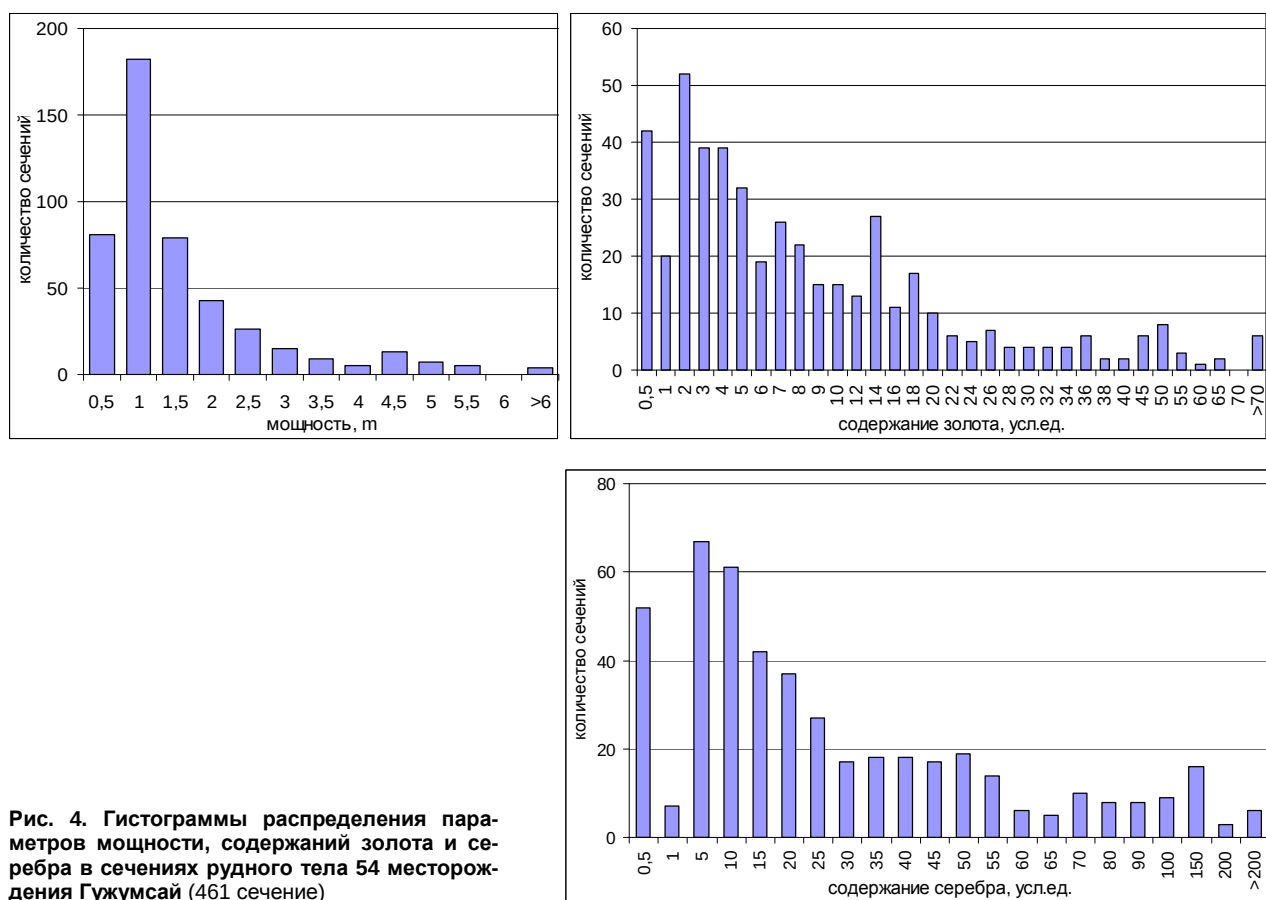


Рис. 4. Гистограммы распределения параметров мощности, содержаний золота и серебра в сечениях рудного тела 54 месторождения Гужумсай (461 сечение)

преобладающая мощность рудного тела находится в пределах от 0,5 до 2,0 м (82% точек) и сравнительно редко образуются раздувы более 3 м (9,2% точек).

По уровню содержаний золота рудное тело сложено в значительной степени рядовыми рудами с пределами концентраций 2,1-10 усл. ед. (44%) с высокой долей богатых руд (26%) и бонанцев (6%). Содержания серебра группируются в классах 5,1-30 усл. ед (40%) и более 30 усл. ед. (33,5%).

Корреляционный анализ показал положительную связь распределения содержаний золота и серебра ($r=0,45$).

Значения коэффициентов корреляции мощности с содержаниями золота ($r = 0,05$) и серебра ($r = -0,04$) свидетельствуют об отсутствии статистически значимых связей.

Наглядно характер взаимосвязей оценочных параметров, выраженный в значениях коэффициента корреляции, демонстрируют парные диаграммы и линия полиномиального тренда (рис. 5, табл. 1).

При тенденции совместного возрастания содержаний золота и серебра в рудном теле 54 существует ряд позиций с высоким содержанием серебра при рядовых концентрациях золота.

Высокие концентрации золота и серебра свойственны сечениям мощностью до 2,5-3 м (компактная локализация рудного тела). С увеличением мощности сечения происходит разубоживание за счет оп-

робования слабо минерализованных прожилковых интервалов, сопровождающих стержневую жилу.

Изменчивость параметров рудного тела 54 в проекции на вертикальную плоскость изучена с помощью графического пакета Surfer-8, метод обработки крайгинг.

Опытным путем с учетом разведочной сети выбрано статистическое окно усреднения значений параметрических показателей 40x40 м с радиусом обработки 80 м (без учета анизотропии среды).

На основе фактических параметров рудного тела – мощности, содержаний золота и серебра – рассчитаны для каждого сечения (точки) производные показатели, имеющие различную информационную нагрузку:

- коэффициент вариации, характеризующий меру рассеяния от среднего значения параметра по формуле $Var = [\sqrt{(C_i - C_{cp})^2}] / C_{cp}$;

- линейная продуктивность золота и серебра по формуле $P = m \cdot C_i$, в условных единицах рассматривается как показатель интенсивности оруденения;

- отношение $C_i Au / C_i Ag$, на основе которого возможно делать заключения о зональности оруденения и комплексности руд.

Мощность. Распределение значений мощности рудного тела показывает (рис. 6), что по простиранию и падению наблюдаются линзообразные раздувы от 2 м и более, прослеживающиеся до глубины +450 м.

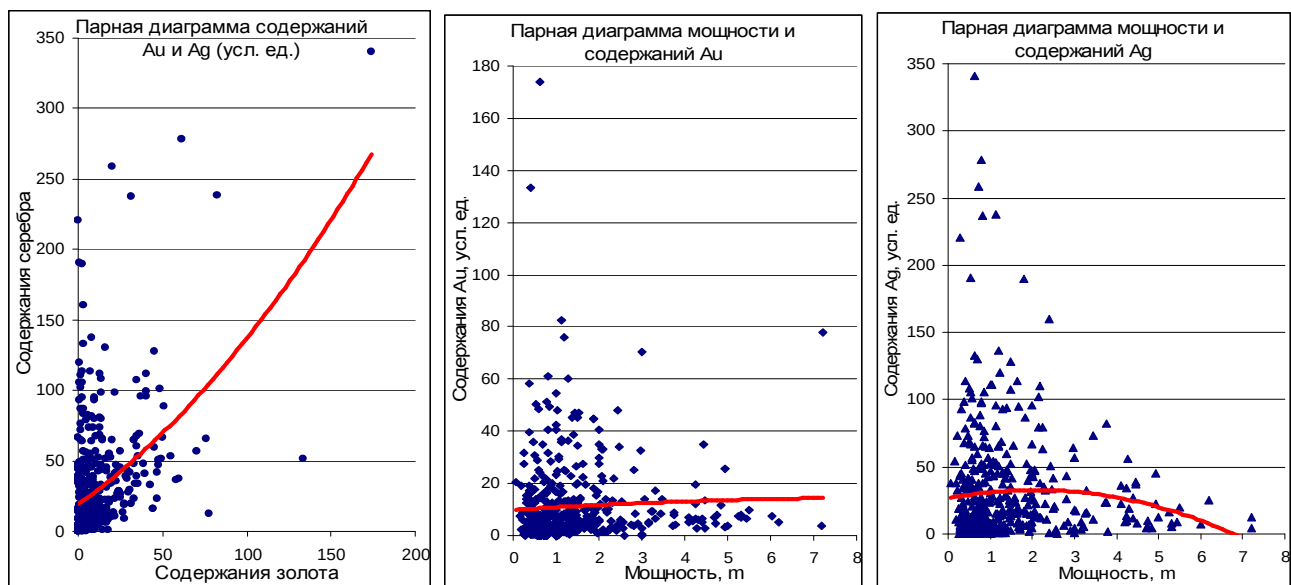


Рис. 5. Парные диаграммы оценочных параметров рудного тела 54 с линией полиномиального тренда (461 сечение)

По значениям коэффициента вариации $> 0,7$, характеризующего области значительных отклонений от среднего значения мощности, равного 1,36 м, устанавливается связь областей неоднородного строения с линзовидными раздувами мощности рудного тела.

Увеличение мощности рудного тела наблюдается

в центральной части. Западный фланг рт-54, имеющий раздвиг на шахтном горизонте, изучен скважинами только до глубин +600 м. В восточной части тела линзовидный раздвиг на гор. +720 м выклинивается на глубине +600 м.

На месторождении Гужумсай, установлена зависимость мощности рудных тел от структурных условий формирования тектонических разрывов [1-3]. Мощность рудных тел в открытых, скользящих и притертых гранях имеет различия и закономерно уменьшается в этом ряду.

Содержания золота. Распределение содержаний золота в рудном теле 54 при высоком среднем значении имеет тенденции к стабильному повышению на средних уровнях рудного тела и на глубину в центральной части (рис. 7). Богатые и бонанцевые руды локализуются в скользящих и притертых гранях, сравнительно маломощных, рудовмещающего разлома, что подтверждает ранее сделанные выводы [2]. Отмечается по простиранию и падению рудного тела возрастание концентраций золота в концевых участках линзовидных раздувов жилы, где увеличивается количество сульфидов. Это согласуется с наблюдениями А.И. Даутова на горизонте +780 м при проведении минералогических исследований (1987). Значения статистической оценки рассеяния

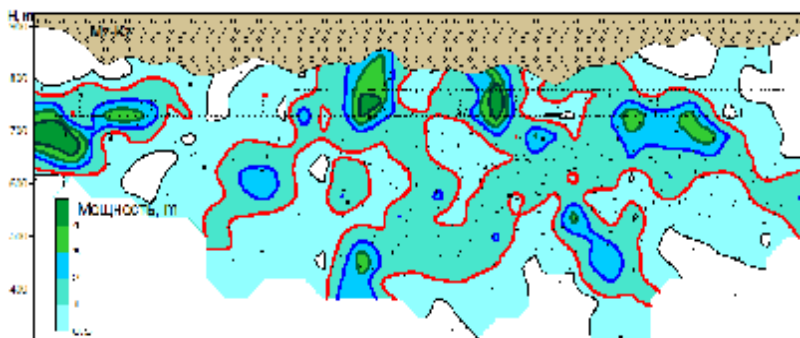


Рис. 6. Распределение значений мощности рудного тела 54 месторождения Гужумсай в проекции на вертикальную плоскость

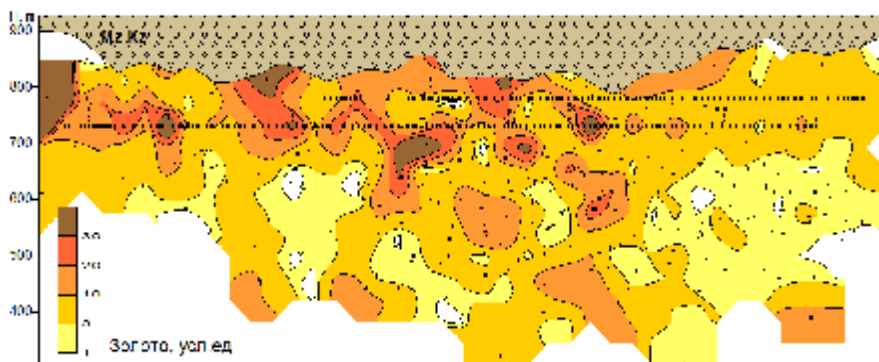


Рис. 7. Распределение содержаний золота в рудном теле 54 месторождения Гужумсай в проекции на вертикальную плоскость

относительно среднего содержания – коэффициент вариации, показывает высокую степень неоднородности ($> 0,7$) – контрастное распределение содержания золота в рудном теле 54. Аномальные значения вариации приходится на сечения с высокими концентрациями золота.

Содержания серебра. Распределение содержания серебра в рудном теле 54 (рис. 8) имеет неоднозначную пространственную корреляцию с распределением содержания золота. Часть повышенных содержания серебра совместно с золотом тяготеет к участкам рудного тела небольшой мощности. В то же время, ряд высокоаномальных точек серебра находится на глубине +450-650 м в восточной части рудного тела в поле содержания золота 1-2 усл. ед. Косвенно это может указывать на верхнерудные уровни нижнего яруса оруденения. По скважине 6815 в этой позиции наблюдается тонкопрожилковое окварцевание в серицитизированных граносиенитах.

Статистическая вариативность содержания серебра указывает на его высококонтрастное распределение в пределах всей структуры рудного тела.

Продуктивность золота. Область повышенных значений показателя приходится на горизонты горных работ и конусообразно сужается с глубиной в центральной части рудного тела (рис. 9), имеет неоднородное внутреннее строение. Локальные аномалии продуктивности отделяются от других аномалий зоной низких значений показателя.

Распределение значений показателя продуктивность серебра характеризуется высокой степенью сходства с распределением значений продуктивности золота в центральной части и аномальными полями на востоке рудного тела.

Отношение Au/Ag. Среднестатистическое значение отношения Au/Ag в рудном теле 54 составляет 1,94, отражая в целом преобладание серебра над золотом. Распределение значений отношения Au/Ag

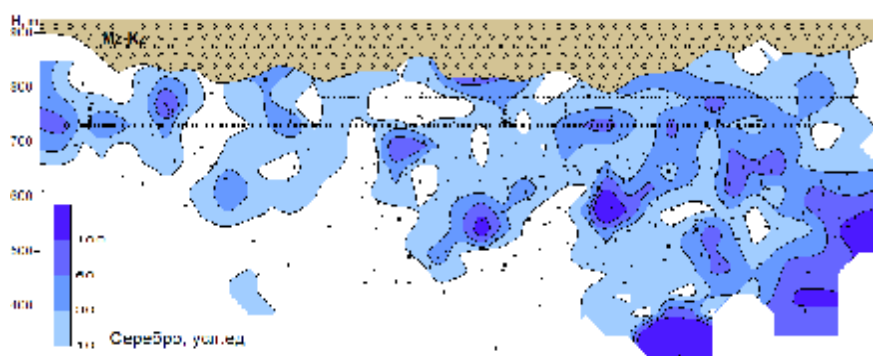


Рис. 8. Распределение содержания серебра в рудном теле 54 месторождения Гужумсай в проекции на вертикальную плоскость

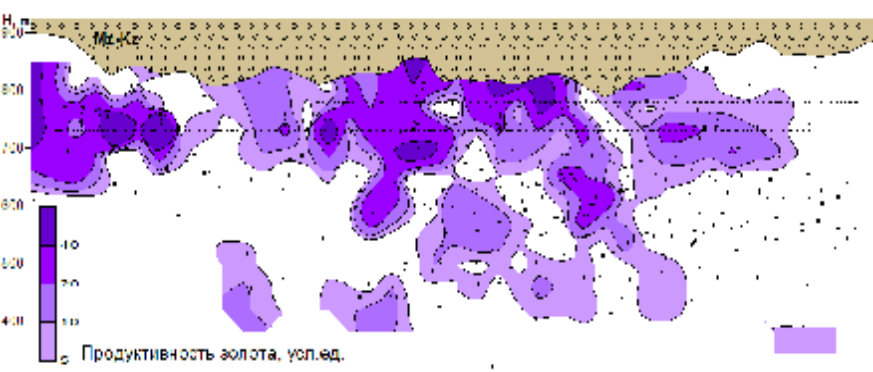


Рис. 9. Распределение значений продуктивности золота в рудном теле 54 месторождения Гужумсай в проекции на вертикальную плоскость

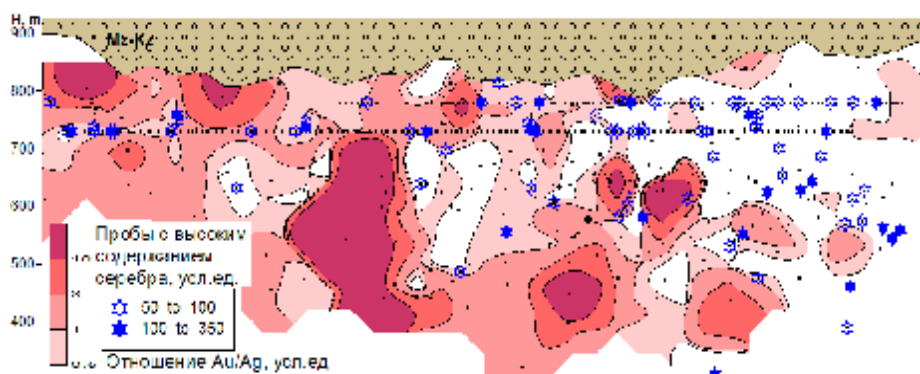


Рис. 10. Распределение значений отношения Au/Ag в рудном теле 54 месторождения Гужумсай в проекции на вертикальную плоскость

по простиранию и падению рудного тела в проекции на вертикальную плоскость показывает тенденцию к равенству содержания золота и серебра ($1 \pm 0,5$) в наиболее продуктивной центральной его части (рис. 10). В периферических частях линзообразных раздувов рудного тела по простиранию и падению содержания серебра в 2 и более раз превышают содержания золота. Локальные всплески концентраций серебра часто приходится на мало-мощные зоны прожилковой минерализации.

Структурно-параметрическая модель рудного тела 54 месторождения Гужумсай в вертикальной проекции рудолокализирующей структуры построена

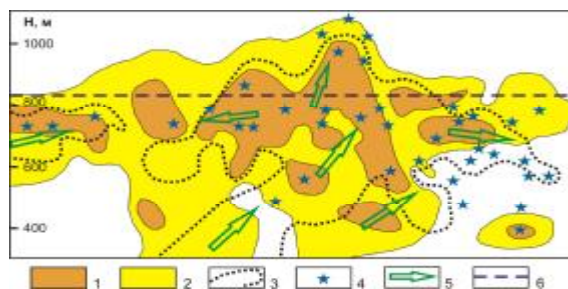


Рис. 11. Структурно-параметрическая модель рудного тела 54 месторождения золота Гужумсай в проекции на вертикальную плоскость: 1-2 - среднее содержание золота в сечении рудного тела, усл. ед.: 1 - 3-9,9; 2 - 10 и более; 3 - контур раздува рудовмещающей структуры (изолиния 1 м); 4 - сечения рудного тела

на основе пространственного распределения оценочных параметров мощности, содержаний золота и серебра (рис. 11). Мощность сечения – стержневая кварц-сульфидная жила и сопутствующая ей прожилково-метасоматическая зона – косвенно свидетельствует о структурных условиях локализации золотого оруденения. Вариации мощности рудного тела определяются ориентацией граней, ограничивающих осевую поверхность разлома, и шириной области развития трещин по отношению к направлению сдвиговых усилий (открытые, скользящие, притертые грани). Изолинией суммарной мощности прожилково-жилковых и прожилковых образований более 1 м фиксируется центральная часть структуры рудного тела 54. ядерной зоне, совпадающей со сводом «положительной» структурной волны, размещается жильная и прожилково-жилковая минерализация с высокими содержаниями золота и серебра при неоднородном распределении их концентраций. За ядерной зоной следует область низких и пониженных содержаний золота, которая названа промежуточной зоной, расположенная в контуре и за контуром изолинии 1 м. Периферическая зона окаймляет промежуточную зону и характеризуется резко неравномерными содержаниями золота и серебра. Представлена золотоносной, сравнительно маломощной жильной и прожилковой минерализацией на средних уровнях рудного тела и линейной тонкопрожилковой минерализацией с редкими линзами золотоносного кварца на глубоких горизонтах. Восстановленная часть рудного тела, возможно, имеет более значительный вертикальный диапазон и могла бы быть уточнена на основе геохимической информации, которая, к сожалению, отсутствует в необходимом для этих построений объеме.

На основе пространственного моделирования параметрических показателей предполагается направление движения минералообразующих растворов по рудоподводящему каналу снизу вверх от Караулхана-Чармитанской зоны смятия и проникновение в стороны в приоткрытые грани рудоконтролирующего и рудолокализирующего Центрального разлома. Аномально высокие содержания серебра (75-350 усл. ед.) фиксируют фронтальные позиции полистадийных рудоносных образований и имеют повышенную частоту встречаемости до глубины + 500-550 м.

Выводы

1. Рудные тела месторождения Гужумсай представлены стержневыми кварц-сульфидными жилами и сопутствующей ей прожилково-метасоматической зоной, ширина которой находится в прямой зависимости от мощности жилы; на глубоких горизонтах развиты преимущественно рудоносные прожилково-метасоматические образования.

2. Структурные условия формирования рудовмещающих разломов и трещин определяют морфологию рудного тела и оказывают влияние на размещение оруденения. В результате малоамплитудных взбросо-сдвиговых подвижек в рудовмещающей структуре образуются звенья с различными условиями для рудоотложения: открытые звенья с повышенной мощностью, несущие притертые звенья – минимальной, промежуточное значение мощности наблюдается в скользящих звеньях.

3. Концентрации рудных компонентов золота и серебра стабильно повышены на средних уровнях рудного тела и имеют зональное распределение по простиранию и падению. Характер вариаций оценочных параметров оруденения – мощности, содержаний золота и серебра – позволяют предположить проявление стандартной структурно-вещественной зональности в последовательности от центральной части рудного тела: ядерной зоны концентрированного оруденения повышенной мощности, промежуточной зоны пониженных содержаний рудогенных элементов и нестабильной мощности, периферической зоны узлового концентрирования золота и серебра с локальными раздувами мощности минеральных золотоносных образований.

4. Результаты структурно-параметрического моделирования рудных тел жильного и жильно-прожилкового морфотипов рекомендуется использовать при проведении геологоразведочных и планировании добычных работ.

Список литературы:

1. Колоскова С.М., Исаков М.У., Зималина В.Я., Туробов И.Ш. Структурные условия локализации и параметрическая характеристика изменчивости золоторудной минерализации на месторождении Гужумсай, Узбекистан // *Руды и металлы*, № 5, 2010. – С. 10-17.
2. Зималина В.Я., Алиева У.П., Харабара Г.Я. Структурные условия размещения золотого оруденения на Гужумсайском золоторудном месторождении // *Геология и минеральные ресурсы*, № 5, 2007. – С. 55-61.
3. Исаков М.У., Швецов А.Д., Зималина В.Я. Геолого-структурные условия размещения оруденения и морфология рудных тел месторождения золота Гужумсай // *«Геологическое изучение и использование недр»*. Сб. науч.-техн.инф. Вып. 3. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. – С. 50-56.

МИНЕРАЛОГИЯ МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ НЕКОТОРЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СРЕДИННОГО И ЮЖНОГО ТЯНЬ-ШАНЯ

Юсупов Р.Г., зав. отделом ГП «Геологический музей» Госкомгеологии РУз, канд.геол.-мин.наук, Игамбердиев Э.Э., зав.отделом ГП «Геологический музей» Госкомгеологии РУз, канд. геол. мин-наук, Мусаева М.М., инженер ГП «Геологический музей» Госкомгеологии РУз, канд.геол.- мин наук

На территории Срединного и Южного Тянь-Шаня с «Притяньшаньской полосой» (Центральные Кызылкумы) [1-8] проявилась практически значимая платиноносность магматических (познемагматических), контактово-пневматолитовых (скарновых), гидротермальных (интрателлурических, вулкан- и плутонических), телетермальных, эпигенетических и других (русловые шлиховые) типов оруденения с собственно минеральными и изоморфно-связанными формами.

Для металлов платиновой группы (Pt, Pd, Rh, Ru, Os, Ir) известны более 200 их минеральных видов. Из них IMA CNMNC (Международная минералогическая ассоциация и комиссия по новым минералам, номенклатуре и классификации) причисляет 54 минерала с Pt, 75-Pd, 26-Rh, 21-Ru, 36-Ir и 17-Os, всего 229.

Находка самородной платины в руловых отложениях бас. р. Чаткал и заявка [9, 10] на платиноносность этой территории, последующие регионально-геологические (1939-1946 гг.) исследования привели к открытиям ряда проявлений платиноидов (осмистый иридий, самородная платина и др.), главным образом, в руловых отложениях рр. Касансай, Атбаши, Чаткал, Карасу и др. (А.И. Менжилкиев, А.М. Шиллер, С.Г. Шульц, Г.Ю. Алферов и др.), а материалы исследований явились основанием на постановку поисково-оценочных работ на платиноносность. А.С. Уклонский, З.М. Протодеяконова, Т.С. Тимофеева, М.М. Мусаева и др. на золото-платино - меднорудных и контактово-пневматолитовых (скарновых Гавасай, Бозымчак, Курутегерек, Сулутегерек и др.) месторождениях (1950-1980 гг.) провели многочисленные определения платинометаллических минералов (порпекит, поликсен, потарит, куперит и др.). И.Х. Хамрабаев и др. [2] исследовали на платиноносность мафит - ультрамафиты Тамдынской группы (Центральные Кызылкумы), включая территории ЮВ Ферганы и отдельные тела Атбаши - Джангджирской группы (Южный Тянь-Шань). В породах ультрамафитов средних и больших глубин, формирования для которых устанавливались восстановительные условия, с участиями водорода и, может быть, углерода (или углеводородов), были встречены минералы платиновых металлов (Pt, Os, Ir и Ru). В магматитах малых и субвулканических глубин формирования отсутствовала аксессуарная платиноносность. Это означало, что пикритовые порфи-

риты пока не попадали в число перспективных на платиноносность. В рудах Au-Te (Кочбулак) и Au-Ag (Акбулак, Чадакское рудное поле) месторождений были произведены первые находки порпекита [11] и самородной платины [12]. На Ag - и Au, а также Cu-Au-Mo месторождениях Алмалык-Ангренского и Чадакского горнорудных районов [6, 7, 11, 13] находки платинометаллических минералов (самородные палладий, родий, меренскит и др.) явились показателями их практически значимой платиноносности. Работы [6, 7] с производством оценки и прогноза медно - порфировых и серебро- и золоторудных месторождений на платиноносности, проведенных с охватом большинства месторождений Срединного Тянь-Шаня, явились показательными на возможность попутного извлечения металлов платиновой группы из промышленно обрабатываемых объектов при извлечении Au, Ag, Cu, Mo и других рудных компонентов.

Магматические (познемагматические), контактово-пневматолитовые (скарновые), гидротермальные и другие типы месторождений, будучи носителями металлов платиновой группы в собственно минеральной и тонкопримесной формах, определяют территорию Срединного и Южного Тянь-Шаня как своеобразные провинции на собственно платинометаллические и платиносодержащие объекты.

На основе учета содержаний в рудах собственно платинометаллических и платиносодержащих месторождений и рудопроявлений металлов платиновой группы позволило провести группировку их по основным полезным компонентам с разработкой и выделением их промышленно - генетических типов и подтипов и условий извлекаемой ценности полезного компонента. На месторождениях Au-Te, Au-Ag и Au-As формаций тесные связи металлов платиновой группы с Au, Ag, Pb, Cu, U и др. находятся в соответствии с их золото - платинометаллическими или серебро - (золото) - платинометаллическими минералогическими особенностями и пригодностью для промышленной обработки (рис. 1, табл. 1-4).

Рудные месторождения Срединного и Южного Тянь-Шаня с «Притяньшаньской» полосой (Центральные Кызылкумы) с нахождением металлов платиновой группы в минеральных формах (металлы, сплавы и интерметаллиды, сульфиды и ар-

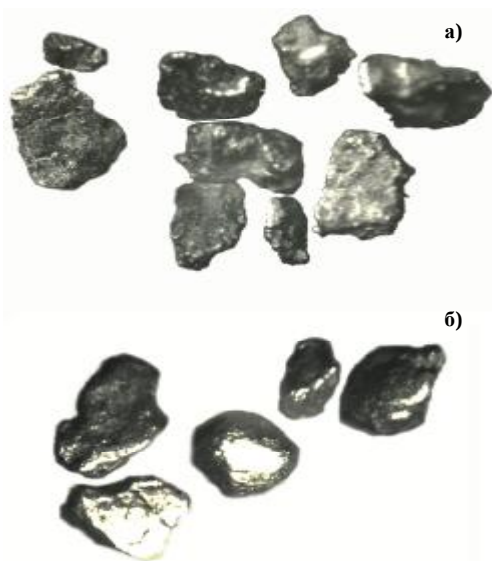


Рис. 1. Формы выделений осмистого иридия, самородной платины и платинистого иридия (а); кристаллов иридийной платины (б). Ув. $10\times$ [8]

сениды, оксиды и теллуриды) раскрывают новые подходы к оценке физико-химических условий эволюции рудно-магматических систем, позволяют находить черты сходства каждого из месторождений со своими аналогами (Садбери, Канада; Норильск и Мончегорск, Россия; Буазер, Марокко; Большое Медвежье озеро, Канада и др.).

Минералогослагающие металлы [8] и их «поликомпонентность» (Pt, Pd, Ru и др.) находятся при практическом отсутствии монокомпонентных (однородных) по составам платиноидов. В магматических (познемагматических) месторождениях (Атбаши, Турдак и др., Тебинбулак, Тескудук-Ченгельды и др.) в минералах металлов платиновой группы отмечается присутствие рутения в примесной и собственно минеральной формах нахождения.

В контактово-пневматолитовых (скарновых), гидротермальных (интрателлурических, плутоно- и вулканогенных) месторождениях уменьшается количественная значимость платиноиды «тяжелого»

ряда (Ru, Os, Ir) и возрастает их «легкоплатиноидность». В наборах платиноидов «легкого» ряда происходит рост значимости родия и его минеральной формы самородного Rh (Актепа).

В рудах Ag- и Au месторождений получают известность находки единичных знаков порпечита (Кочбулак, Актурпак, Актепа); палладия (Актурпак); платины (Пирмираб, Чадак); самородного родия (Актепа). На Ag- и Au месторождениях платиноносность также проявилась в тонкопримесной форме. На металлы платиновой группы приходится до 2,5-3 g/t (в среднем 1,10 g/t). Значимые содержания платиноидов «тяжелого» (Os, Ir, Ru) ряда, в понимании В.И. Вернадского, практически отсутствуют, характерны палладий, родий и платина. Ниже приводится авторская группировка рудных месторождений по их платиноносности:

Магматогенные (познемагматогенные). Промысленно-генетический тип – платиноталльный:

1) Мафит-ультрамафиты с хромит-магнетит-аксессуарной платиноталльной нагрузкой. Месторождения: Атбаши, Турдак и др.

2) Мафит-ультрамафиты с железо - титаномангнетитовой с аксессуарной золото - платиноталльной (Тебинбулак) минерализациями.

3) Аксессуарно-рудный в монодиоритах (познемагматический). Легкоплатиноталльный (Кызылташский).

Контактово-пневматолитовые (скарновые). Промысленно-генетический тип - платиносодержащий (Курутгегерек, Бозымчак и др.).

Гидротермальные (платиносодержащие):

1) Медно-порфировые с платиноидами (Кальмакырский и Суюксуйский типы): Кальмакыр, Дальнее, Сарычеку, Суюксу на Ангренском плато;

2) Серебро- и золоторудные с платиноидами: Au-Te (Кочбулак, Самарчук, Актурпак и др.), Au-Ag (Кызылалмасай, Реваште, Чадак и др.), Ag-As (Актепа), Ag-Pb, Zn (Лашкерек).

Экзогенные (платиносодержащие): благороднометалльные (Au, Pd, U):

1) верхнеэоцен-нижне-олигоценые, прибрежно-морские (пляжевые);

2) шлихи, делювий (северные склоны Чаткальского хр., русловые отложения рр. Пскема, Чаткала и др.);

3) шлихи, делювий (южные склоны Чаткальского хр., русловые отложения р. Кассансай).

Техногенные. Платиносодержащие:

1) отвалы месторождения Мурунтау;

2) отвалы месторож-

Таблица 1
Химический состав самородной платины*, вес, %

№№ обр.	Pt	Pd	Rh	Os	Ir	Ru	Fe	Cu	Hg	Te	Сумма
1m	90,85	0,41	-	-	-	-	8,10	0,93	-	-	102,90
2-7	89,75	0,21	-	-	-	-	8,87	0,47	-	-	98,92
5m	82,86	-	1,18	-	6,11	-	7,64	0,37	-	-	98,16
5m-1a	87,60	0,37	-	-	2,40	-	7,96	0,50	-	-	98,63
2-11	78,14	2,19	-	-	-	-	16,13	0,43	-	-	96,89
[12]	93,28	1,15	0,69	-	-	-	-	0,15	0,15	4,58	100,00
[6]	-	-	-	-	-	-	99,15	0,02	-	-	99,17

Примечание: *) Определения металлов платиновой группы и др. проводились на электронно-зондовом микроанализаторе «Camebax micro beam» фирмы «Cameca» (ИГиГ АН РУз). Аналитик М.М. Мусаева

дения Кальмакыр.

Платина. В русловых отложениях руч. Бельдерсай известна находка самородной платины [9]. Состав минерала остался неизученным. Самородная платина из Атбаши [8] и месторождения Чадакского рудного поля [13] изучены наиболее полно. В табл.1 приводятся компонентные составы самородной платины (рис. 1, а) и α -феррита [8]:

1) в минерале содержание Fe от менее 7,64 достигает до 99,15 (α -феррита), вес %;

2) присутствуют невысокие примеси Cu;

3) содержаниями Pt сопутствует Pd; отсутствуют платиноиды «тяжелых» (Os, Ru) компонентов.

Крайние члены сплавов ряда Pt-Fe состоят из собственно самородной платины (твердый раствор), α -феррита и фазовых переходов: **платина-изоферроплатина – ферроплатина – платинистое железо – самородное железо**. Природный Pt-Fe ряд образует непрерывные твердые растворы Fe в Pt. Самородная Pt (Чадакское рудное поле) в месторождениях Au-Ag формаций практически не содержит Fe. В самородной платине возрастает количество примесей Pd и Fe (4,58 вес. %). В куперите на месторождении Курутегерек [1] платина образует каплевидные включения (до 1 mm) или прожилки по зонам роста кварца. В составах гетит - гидрогетита можно обнаружить включения слабо магнитной самородной платины.

На платинометаллических (магматических, познемагматических и др.) и платиносодержащих (контактово-пневматолитовых, скарновых), включая Cu-Au-Mo, Ag- и Au и другие месторождения, природные сплавы Pt-Fe ряда рассматриваются как образования позднего парагенезиса с однотипными наборами редких фазовых включений металлов платиновой группы и их соединений.

Палладий. Минерал находится в тесной ассоциации с самородным серебром (мест. Актепа) в форме включений или сростков. Самородный палладий образует «окатанные» или неокатанные разрозненные зерна (примерно, 10-20 мкм). Палладий на месторождении Актурпак встречается в пирите (включения, 5-10 мкм) ранней генерации. Аллопалладий (до 50 мкм) принадлежит к разновидностям самородного Pd, как правило, образует таблитчатой формы (Курутегерек) выделения.

Родий. Минерал серебристо-белый. Минерал тесно ассоциирует с самородным серебром и образует в нем включения. В самородном серебре (Актепа) форма выделений – тонкие квадратные таблички (от 5 до 50 мкм). Самородный родий в

Таблица 2

Химический состав самородного рутения, вес, %

№№ обр.	Компоненты, %							Сумма
	Pt	Pd	Rh	Ru	Os	Ir	Fe	
307 в – 2 III	-	-	-	94,60	-	-	5,30	99,90
307 в - 2 IV	-	-	-	95,60	-	-	4,30	99,90
мест.Рустенбург	-	-	-	84,00	7,0	9,0	-	100,0
Хоккайдо (руд. Хороканан)	9,14	0,49	7,05	64,43	5,29	14,62	0,21	101,23
Северо-Восток (Корякско-Камчатский пояс)	1,00	-	-	80,0	7,0	3,9	1,00	94,2*

Примечание: *) Co 0,2, Ni 0,7, Mn 0,4

матрице серебра практически не «растворяется», как правило, присутствует в форме собственных минеральных выделений (включений). В самородной платине платинометаллических и платиносодержащих месторождений (табл. 1) для Rh характерны ограниченные твердые растворы с Pd в присутствии палладия.

Рутений. Минерал установлен М.М. Мусаевой [8]. Самородный Ru является пока первой находкой на территории Южного Тянь-Шаня.

Самородный рутений (табл. 2) по компонентным составам (Pt, Os, Ir, Rh и Pd) несколько отличается от самородного Ru из мест. Рустенбург, россыпей острова Хоккайдо (руд. Хараканан) и Корякско-Камчатского пояса СВ России. Самородный рутений, исходя из химического состава, полностью отвечает терминологии «самородный», если обратить на присутствие в минерале Fe (от 4,3 до 5,3 вес. %).

Для самородного Ru типоморфным является в составе минерала ограниченное вхождение железа. Однако в минерале количество Fe остается низким (не более 5,30%). Это значит, что Ru с Fe образует ограниченные твердые растворы и, возможно, соединения. Г. Кребс температуру плавления рутения определяет в пределах 2400⁰С, что отвечает принадлежности минерала к минеральным образо-

Таблица 3

Химический состав самородного осмия, вес, %

Образец	Os	Ir	Pt	Ru	Fe	Cu	Сумма
2m-2	74,90	21,89	-	3,20	-	-	99,9
2m-26	69,2	27,3	-	2,5	-	-	99,9
2m-6	71,0	24,9	-	4,0	-	-	99,97
2m-7	72,3	18,4	-	12,5	-	-	103,2
12m-2	75,27	28,39	-	-	0,51	0,27	104,44
11	93,3	5,1	-	1,6	-	-	100,0
5-2	79,63	17,47	-	2,78	-	-	99,88
10m-1	73,87	23,40	1,13	1,39	0,14	0,23	100,16
10m-2	71,24	24,18	3,70	0,91	0,19	0,23	100,26
13m-1	73,95	26,06	-	-	-	-	97,45
8m-5	80,43	21,68	-	-	-	-	100,01
8m-6	77,80	23,61	-	-	-	-	102,11
8m-8	72,26	31,34	-	-	-	0,20	101,41

Место находок: Атбаши (русловые отложения Атбаши)

ваниям раннего парагенезиса.

Осмий. Редкий. Минерал встречается в форме включений в самородной платине. Для минерала характерны пластинчатые формы (до 50 мкм). Химический состав самородного осмия из Атбаши [8] (табл. 3) в присутствии Pt, Ru, Fe и Cu выделяется присутствием изоморфного ряда Os-Ir. Устойчивой фазе Os (70-80 %) сопутствует примесное присутствие Ru (от менее 1 до 12,5%).

компонентные минеральные фазы ранней (Os-Ir-Ru-Pt) и поздней генерации (парагенезиса). Для Ru в акцессорных сульфидах характерен преимущественно примесный характер нахождения, а также образование редких высокотемпературных и высокобарных включений в собственно минеральной (самородной) форме. По химическим составам большинство минералов платиновой группы раннего парагенезиса многокомпонентны, безупречно чистые монокомпонентные фазы позднего парагенезиса практически отсутствуют.

На Ag- и Au, Cu-Au-Mo и других скарных и гидротермальных месторождениях металлы платиновой группы проявились при установленном незначительных в собственных минеральных формах [4, 5].

Это редкие (единичные) знаки порпецита в Au-Te (Кочбулак, Актурпак) и Ag-As (Актепа); ириарсенита в Au-As (Мурнтау); палладия Au-Te (Актурпак) и Ag-As (Актепа); платина Au-Ag (Пирмираб, Чадакское рудное поле); самородного родия на Ag-As (Актепа) и меренскит на Cu-Au-Mo (Кальмакыр) месторождениях.

На ряде Ag- и Au месторождений (Кызылташ-сай и др.) устанавливаются трехкомпонентные минеральные фазы: Fe-Au (Pt, Pd) – Ag (Rh, Pd) [6, 8], хотя допускается появление палладия поздней генерации, возможно, и форме Au, Pd-Фесплавов в составах Au [6], AuAg, Ag и др. Трехкомпонентные минеральные фазы Fe-Au-Ag, Fe-Pd-Au, Fe-Cu-Au в связи с гипо- и умеренноглубинными магматическими комплексами (C₂-C₃ и C₃-P₁) как акцессорно-самородные металлы, их сплавы, интерметаллиды выделились в отдельную срединотяньшаньскую ассоциацию (Fe, Cr, Al, Cu, Ag и др.). В гипоглубинных условиях при восстановительном характере флюида и «дегазирующем» воздействии мантийного субстрата происходит формирование набора самородных металлов (Au, Ag-Pt, Pd) раннего парагенезиса, когда флюидный поток, проходя через магматический расплав, взаимодействует с «металлизированными» компонентами расплава (происходит специализация собственно флюида). В крайне неустойчивом флюиде при различиях подвижностей металлов (Au, Cu, Pd, Pt, Rh и др.) происходит его последовательный распад на наноклапты (1-100 нм и более) и образование собственно т.н. «электронной» жидкости, вынос которой за контуры магматического очага с комплексом платинометаллических компонентов сопровождается формированием минерализации (месторождений), нередко с признаками, прямо не связанными с магматизмом. Акцессорно-минеральные комплексы [Au-(Ag, Pd, Rh...)] магматических комплексов (C₂-C₃ и C₃-P₁) рассматриваются как пока-

Химический состав самородного иридия вес, %

№№ обр.	Pt	Pd	Rh	Ru	Os	Ir	Fe	Сумма
5 m-1б	18,99	-	2,88	0,94	8,92	63,80	1,42	94,50
5 m-1г	22,81	-	2,72	0,93	-	66,58	3,98	97,57
5 m-2б	11,57	-	2,63	0,95	12,15	67,74	0,87	96,36
5 m-3б	12,78	-	-	0,84	12,33	69,11	0,72	96,32
5 m-3в	18,24	-	3,31	1,28	8,27	63,77	0,76	96,16
5 m-3г	27,80	-	2,20	1,07	8,65	55,19	2,35	97,75

Цвет минерала белый, в отраженном свете голубовато-серый. Удельный вес 20,3. Микротвердость равна в ср. 723 кг/мм². В скрепленных никелях анизотропный.

Иридий, платинистый иридий (рис. 1, а.) находка в пойме (шлихи) р.Атбаши (Т.С. Тимофеева). Размеры около 1 мм. Цвет кремо-серый, блеск тусклый, металлический. Микротвердость равна в среднем 595, 15 кг/мм². Изотропен. Удельный вес 18,2. В табл.4 приводится содержание основных компонентов самородного иридия.

Состав минерала многокомпонентный. В составе самородного иридия присутствуют Os, Pt, Rh и др. В минерале металлы платиновой группы образуют ряд последовательности: Ir>Pt>Os>Rh>Ru>, в котором Pd отсутствует. Самородный иридий, содержащий Os в количествах около 32%, причисляется [11] к осмиридию (кубическая решетка), при Os>Ir – к минералам с гексагональной решеткой и рассматривается как образование раннего Os-Ir-Ru-Pt парагенезиса.

Минеральная ассоциация: самородные платина, рутений, ферроплатина, ферроникельплатина, мейченерит, нигглиит, куперит и др.

Местонахождение: русловые отложения р. Атбаши.

На рудных месторождениях Срединного и Южного Тянь-Шаня металлы платиновой группы образуют минеральные и тонкопримесные формы. В составах рудных минералов (пирротин, никелин, пентландит, пирит, халькопирит и др.) из мафит-ультрамафитовых пород (Атбаши, Турдук и др.) характерны минеральные включения (самородные Pt, Ru, Os, Ir и др., куперит, сопчеит, мейченерит, нигглиит и др.). В рудах Южного Тянь-Шаня металлы платиновой группы (палладистая платина, платинистый иридий, осмирид и др.) образуют двух-, трех- и четырех-

затели региональной аксессуарно-минеральной и геохимической их платинометалльной специализации, которым присуща сопутствующая рудоносность и продуктивность.

Выводы

1. Минералого-геологические исследования Ag- и Au, Cu-Au-Mo и других месторождений Срединного и Южного Тянь-Шаня с охватом территории «При Тяньшаньской» полосы (Центральные Кызылкумы) определяют их платиноносность на собственно платинометалльные и комплексные платиносодержащие типы минерализации.

2. Металлы платиновой группы в мафит-ультрамафитах и рудах образует аксессуарную вкрапленность, шпировые обособления и сегрегаций. В составах руд их минералы представляют: самородные металлы (осмий, иридий, рутений, платина, палладий, родий, золото, никель, железо и др.), интерметаллические соединения (осмирид, рутеносмин, иридоосмин, ферроплатина, палладистая платина и др.), минеральные соединения с Te (мейченерит, нигглиит, сопчеит и др.) и с серой (куперит, сульфид родия и др.). Полезные компоненты платинометаллических руд: платиноиды, сопутствующие им Au, Ni, Co, Cu и др.

3. Платиноносность контактово-пневматолитовых (скарновых) и гидротермальных проявлений и месторождений рассматриваются как комплексные, когда промышленным компонентом руд сопутствуют металлы платиновой группы. Месторождения Au - (платина) - Cu, Cu-Au-Mo, Au-Te, Au-Ag, Au-As, Ag-Pb, Zn и Ag-As формаций по минералого-геохимическим особенностям характеризуются более широкой, нежели предполагалось ранее, нетрадиционной (тонкопримесной) платиноносностью и установленным относительно незначительным нахождением их собственных минеральных форм.

4. Платиноносность мафит-ультрамафитов проявилась в аксессуарно-минеральной форме, их главные

особенности различий:

- магматиты восточной части Южного Тянь-Шаня содержат минеральные фазы повышенных концентраций Ru при практическом отсутствии Rh и Pd (Ат-баши и др.);

- аксессуарно - минеральные составы ультрамафитов западной части (Тамды, Тебинбулак и др.) состоят из «легких» платиноидов (палладистая платина, спериллит и др.);

- в рудах Ag- и Au месторождений Срединного Тянь-Шаня возрастает значимость концентрации «легких» платиноидов; на металлы платиновой группы приходится, в среднем, 1,10 g/t. [6]. Попутные «тяжелые» (Ru, Os, Ir) платиноиды не образуют значимых содержаний и преобладают платина, палладий и родий, в минералах позднего парагенезиса.

В рамках каждой отдельной структурно-формационной зоны Тянь-Шаня, в рудообразовании и в поведении металлов платиновой группы наметились общие характерные минералого-геохимические особенности. Когда по мере перехода от Северного (I) в сторону Срединного (II) и далее Южного Тянь-Шаня (III) в минеральных составах первичных руд мафит-ультрамафитовых комплексов компоненты «тяжелой», по номенклатуре В.И. Вернадского, платины происходит последовательная смена на наборы «смешанного» (тяжело-легкие) типа и далее устанавливаются преимущественно только «легкие». Для каждой отдельной структурно-формационной зоны характерны признаки зональности первого (I), второго (II) и третьего (III) порядков, которые служат показателями смены магматических и познемагматических типов руд на контактово-пневматолитовые, гидротермальные и другие и последовательное количественное падение значимости собственных минеральных форм фиксации с заметным, практически значимым нарастанием изоморфно-связанных форм нахождения «легкоплатиноидных» компонентов.

Список литературы

1. Тимофеева Т.С. «Минералы платины и палладия в рудах золото-колчеданного месторождения» // Зап. ВМО, 1968, ч. 97, вып. 4. С. 461-469.
2. Хамрабаев И.Х., Абубекиров И.К., Тимофеева Т.С., Мусаева М. «Аксессуарные платиноиды и самородные металлы в ультрамафитах Средней Азии» // В сб.: «Самородные металлы в изверженных породах». Тезисы докл. Всесоюз. Конф. «Самородные элементобразования в эндогенных процессах». Якутск: Якут. НЦ СО АН СССР, 1985, ч. I, С. 97-99.
3. Кромская К.М., Баранов В.В. «Аксессуарная рудная минерализация Тебинбулакского перидотит-пироксенит-габбрового массива» // Зап. Узб. отд. ВМО. Таш.: Фан, вып. 28, 1975, С. 164-168.
4. Юсупов Р.Г., Тимофеева Т.С., Мусаева М. «Платиноносность Тянь-Шаня» // Геологическое изучение и использование недр. Информационный сборник. АОЗТ «Геоинформмарк»: М.: 1995, Вып. 5, С.3-18.
5. Юсупов Р.Г., Тимофеева Т.С., Мусаева М. «Геохимические особенности платиноидов орогенных областей и их аксессуарно-минеральные парагенезиса (Срединный и Южный Тянь-шань)» // Геохимия, 1997, №1, С.37-45.
6. Игамбердиев Э.Э. «Платиноносность серебро- и золоторудных месторождений Алмалык-Ангренского рудного района» // Автореферат дисс. на соиск. уч. ст. канд. геол.-мин. наук. Ташкент: ИГиГ им. Х.М. Абдуллаева, 2010, 23С.
7. Pasava I., Vymazalova A., Kossler I., Koneev R.I., Jukov A.V., Khalmatov R.A. «Platinum – group elements in ores from the Kalma-kyr porphyry Cu-Au-Mo deposit, Uzbekistan: bulk geochemical and laser ablation ICP – MS data» // Mineral Deposita (2010) 45: 411-418/
8. Мусаева М. «Геохимия и формы нахождения элементов платиновой группы в ультрамафитах Средней Азии» // Автореф. дисс. канд. г.м. наук. Ташкент: ИГиГ АН РУз, 1998, 21 С.
9. Андреев А. «Каталог полезных ископаемых Русского Туркестана» // М.: Литография В.И. Илвина, 1912, 188 с.
10. Вернадский В.И. «Избранные сочинения» // М.: Изд-во АН СССР, 1955, Т. II, 615 с.
11. Тимофеева Т.С., Мансуров М.М., Голощук П.М. «О палладистой золоте Кочбулака» // Узб. геол. ж., 1978, №5, С. 40-42.
12. Смирнова С.К., Козлов В.В., Мансуров М. и др. «Платиноносность месторождений благородных металлов Узбекистана» // Горный вестник Узб-на, 2005, №3, С. 13-26.
13. Смирнова С.К., Козлов В.В. «Платиноиды в рудах и минералах золоторудных месторождений Узбекистана» // В сб. «Современные аналитические методы и пробы в геологии и охране окружающей среды». Таш.: ИГиГ АН РУз, 1998, с.91-92.

РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭЛЕМЕНТОВ ТЕОРИИ ВЕРОЯТНОСТИ И НАДЕЖНОСТИ

Хамраева Х.Ф., аспирантка МГТУ

В работе [1] получено решение задачи об устойчивости породного откоса с использованием теории вероятностей и прикладной теории надежности. Когда случайные величины прочности и напряжения по наиболее опасной поверхности скольжения подчиняются нормальному закону распределения, надежность устойчивого состояния породного откоса предложено определять из следующего выражения:

$$H = \Phi \left(\frac{M_A - M_B}{\sqrt{D_A + D_B}} \right), \quad (1)$$

где $\Phi(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-x}^x \exp\left(-\frac{t^2}{2}\right) dt$ - функция Лапласа;

M_A и B_A - математическое ожидание и дисперсия прочности;

M_B и D_B - математическое ожидание и дисперсия напряжения.

Данный подход имеет один существенный недостаток, заключающийся в том, что различия между разными законами распределения случайной величины невозможно установить на основе обычно доступного числа испытаний в тождественных условиях. Так, для определения различия между логарифмически нормальным и распределением В. Вейбулла, с разумной надежностью, необходимо располагать результатами нескольких тысяч измерений [2].

Учитывая, что в реальном инженерном проектировании размер выборки, определяющей прочностные свойства породного массива, редко превышает десяток значений, становится очевидным, что определение закона распределения такой выборки будет определяться субъективными пристрастиями проектанта.

А это означает, что для одной и той же выборки прочностных свойств породного массива, в зависимости от принятого закона распределения случайной величины, численное значение надежности устойчивого состояния породного откоса будет различно. Очевидно, что такое положение является неприемлемым для практики инженерного проектирования параметров открытых горных выработок и препятствует широкому внедрению вероятностных методов расчета устойчивости породных откосов.

В развитие этих исследований, в работах Е. А. Несмашного [3], использован подход, заключающийся в формулировании имеющих физический смысл вероятностных моделей, которые затем используются для предсказаний потому, что эти модели физически под-

ходят для рассматриваемых явлений, а не потому, что распределения, к которым эти модели приводят, могут быть приближены к реально наблюдаемым результатам эксперимента.

В соответствии с наиболее распространенной и обоснованной физической моделью разрушения породных откосов их устойчивое или неустойчивое состояние определяется соотношением сдвигающих и удерживающих сил по наиболее опасной поверхности скольжения. Учитывая, что данное соотношение на любых других поверхностях скольжения на устойчивость породного откоса никакого влияния не оказывает, предложена вероятность разрушения породного откоса определять на основании концепции наислабейшего звена.

Другими словами, предлагается процесс разрушения породного массива отождествлять с разрушением цепи, звенья которой образуют поверхности скольжения в породном массиве. Как прочность цепи на разрыв определяется прочностью на разрыв ее наислабейшего элемента, точно так же устойчивость всего породного откоса определяется устойчивостью горных пород по наиболее опасной поверхности скольжения (рис. 1).

Физическая картина образования наиболее опасных поверхностей скольжения в породном массиве определяется в рамках микродефектной и статистической теорий прочности и в данной работе не рассма-

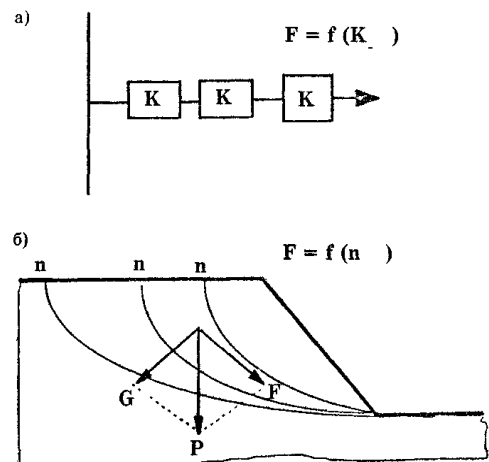


Рис. 1. Использование концепции наислабейшего звена: а) применительно к звену нескольких элементов; б) применительно к породному откосу

тривается.

Применение концепции наислабейшего звена к пространственному твердому телу впервые выполнено В. Вейбулом в работе [4], следуя которому для определения вероятности разрушения породного откоса воспользуемся следующим выражением:

$$R = 1 - \exp \left[-b \cdot \frac{V}{V_0} \cdot \left(\frac{\sigma}{\sigma_0} \right)^{2a} \right], \quad (2)$$

где R - вероятность разрушения материала, доли ед.;

σ - приложенное напряжение, Па;

σ_0 - прочность материала, Па;

V - объем рассматриваемого массива, содержащего наиболее опасное повреждение, m^3 ;

V_0 - объем элемента рассматриваемого массива, содержащего наиболее опасное повреждение, m^3 ;

a и b - эмпирические константы материала.

Так как, согласно общепризнанной модели разрушения породного откоса оползневые процессы происходят по сформировавшейся поверхности скольжения, которая распространена по всему объему породного массива, то можно считать, что объем элемента массива, содержащего наиболее опасное повреждение, равен объему всего массива, т.е. тождественно выполняется следующее равенство $V=V_0$.

Точное определение параметра a , входящего в выражение (2), можно найти из следующего соотношения:

$$n^2 = \frac{\Gamma\left(1 + \frac{1}{a}\right)}{\Gamma^2\left(1 + \frac{1}{2 \cdot a}\right)} - 1, \quad (3)$$

где Γ - значение гамма - функции.

Точные методы решения уравнений вида (3) изложены в работе [5], в дальнейшем же использованы результаты исследования, согласно которым, с точностью вполне достаточной для инженерных расчетов, константа a может быть определена из более простого соотношения:

$$a \approx \frac{1}{2n},$$

где v - коэффициент вариации случайной величины, доли ед.

Принимая во внимание все вышеизложенное и учитывая, что отношение величины σ_0 к σ по своей сути является коэффициентом запаса устойчивости по наиболее опасной поверхности скольжения, выражение (2), после несложных математических преобразований, может быть преобразовано к следующему виду:

$$H = \exp \left[-b \cdot \left(\frac{1}{n_3} \right)^{\frac{1}{n_3}} \right], \quad (4)$$

где H - надежность устойчивого состояния, доли ед.;

n_3 - коэффициент запаса устойчивости по наиболее опасной поверхности сдвижения, доли ед.;

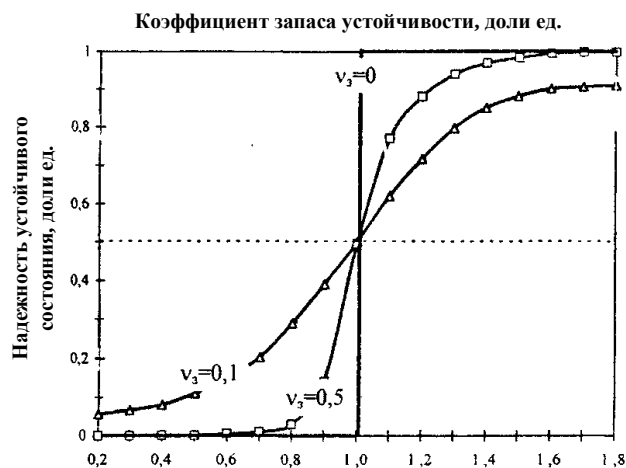


Рис. 2. Изменение надежности устойчивого состояния породного откоса (v -коэффициент вариации коэффициента запаса устойчивости)

Коэффициент вариации коэффициента запаса устойчивости, доли ед.

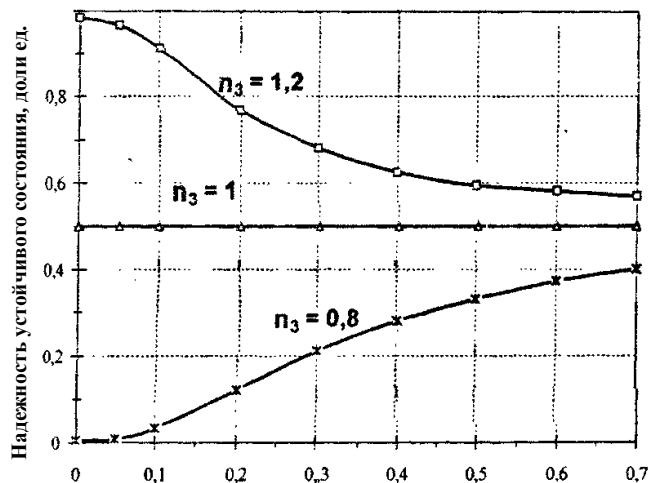


Рис. 3. Закономерности изменения надежности устойчивого состояния породного откоса при изменении коэффициентов вариации и запаса устойчивости

v_3 - коэффициент вариации коэффициента запаса устойчивости, доли ед.

Для определения параметра b использованы следующие граничные условия.

При значении коэффициента запаса, равного единице, устойчивое или неустойчивое состояние породного откоса являются событиями равновероятными. Поэтому теоретическое значение надежности устойчивого состояния породного откоса должно быть равно в этом случае 50%. Тогда:

$$H = 0,5 = \exp \left[-b \cdot (1)^{-n_3} \right] = \exp(-b). \quad (5)$$

Откуда:

$$b = -\ln(0,5).$$

С учетом данных результатов выражение для определения теоретического значения надежности устойчивого состояния породного откоса может быть представлено в следующем виде:

$$H_T = \exp \left[\left(\frac{1}{n_3} \right)^{\frac{1}{n_3}} \cdot \ln 0,5 \right], \quad (6)$$

где H_T - теоретическая надежность устойчивого состояния породного откоса, доли ед.;

n_3 - математическое ожидание коэффициента запаса устойчивости, доли ед.;

v_3 - коэффициент вариации коэффициента запаса устойчивости, доли ед.

Важнейшим преимуществом полученного выражения является то, что оно может использоваться при любом наблюдаемом законе распределения случайной величины, что доказано в работах [6]. На рис. 2 приведен ряд теоретических кривых, определяющих закономерности изменения надежности устойчивого состояния породного откоса при изменении величины коэффициента запаса устойчивости по наиболее опасной поверхности скольжения при различных значениях коэффициента вариации коэффициента запаса устойчивости, которые определены на основании выражения (6). Анализируя полученные результаты, необходимо отметить, что традиционные методы расчета устойчивости породных откосов тесно связаны с предлагаемым решением. Действительно, рассмотрим случай, когда

вероятностный характер действующих напряжений и изменчивость прочности массива не учитывается, то есть $v_3=0$ (рис. 2). Тогда, если $n_3>1$, то породный откос устойчив, а при $n_3<1$ - неустойчив, что соответствует основополагающей концепции теории предельного равновесия. На рис. 3 приведены теоретические кривые, определяющие закономерности изменения надежности устойчивого состояния породного откоса от величины коэффициента вариации коэффициента запаса устойчивости по наиболее опасной поверхности сдвига, исходя из которых можно сделать следующие выводы. При $n_3>1$ рост изменчивости коэффициента запаса устойчивости приводит к снижению надежности устойчивого состояния породного откоса. При $n_3<1$ рост изменчивости коэффициента запаса устойчивости, наоборот, приводит к увеличению надежности устойчивого состояния породного откоса.

Таким образом, при использовании концепции наислабейшего звена для определения надежности устойчивого состояния породных откосов коэффициент запаса устойчивости рассматривается в качестве случайной величины, которая определяется отношением также двух случайных величин: удерживающей F_u и сдвигающей F_s силы по наиболее опасной поверхности скольжения [7, 8].

Список литературы:

1. Оценка влияния объемного фактора на напряженное состояние и устойчивость горного массива / Полищук С.З.: ИГТМ АН УССР. -Днепропетровск, 1985. - 13с. - Деп. в ВИНТИ 28.10.85, №7457-В.
2. Вентцель Е.С., Овчаров Л.А. Теория вероятностей и её инженерные приложения. - М.: Наука. 1988. -481с.
3. Е. Несмашный. Оптимизация геометрических параметров открытых горных выработок. - Кривой Рог : Изд-во «Минерал», 1999. - 18с.
4. Вейбул В. Усталостные испытания и анализ их результатов. - М.: Машиностроение, 1964. - 275с.
5. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике. Для научных работников и инженеров. - М.: Наука, 1973 - 831с.
6. Разрушение. Т.1. - М.: Мир, 1975. - 763с.
7. Попов В.Н., Букринский В.А. Геодезия и маркшейдерия. - М.: Издательство МГТУ - 2004г, 426-446с.
8. Хамраева Х.Ф., Попов В.Н. Обоснование методов оценки устойчивости бортов карьеров в сложных структурно-тектонических условиях эксплуатации. Магистерская диссертация - М.: МГТУ, 2007 г. - 125 с.

УДК 65.015.11

© Каландаров П.И., Икрамов Г.И., Искандаров Б.П. 2011 г.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА АПО «УЗМЕТКОМБИНАТ»

Каландаров П.И., заместитель директора Узбекского государственного института «Узтяжнефтегазхимпроект», докт. техн. наук, профессор; **Икрамов Г.И.**, главный специалист Узбекского государственного института «Узтяжнефтегазхимпроект»; **Искандаров Б.П.**, оператор отдела выпуска проектов Узбекского государственного института «Узтяжнефтегазхимпроект»

Государственным институтом «Узтяжнефтегазхимпроект» Республики Узбекистан разработано Техничко-экономическое обоснование (ТЭО) проекта, предусматривающее создание комплекса по производству металлизированного продукта для обеспечения долгосрочной бесперебойной загрузки импортозамещающим сырьем действующего сталеплавильного производства АПО «Узметкомбинат» с организацией

добычи железной руды из месторождения Сюрената в Ташкентской области объемом 1,5 млн. т в год (рис. 1, табл. 1, 2). Рассмотрены четыре технологии производства металлизированных продуктов, в том числе технологии Мидрекс (США) и ХИЛ (Мексика), предназначенные для производства металлизированных окатышей с использованием природного газа в качестве восстановителя железа и технологии Ромелт

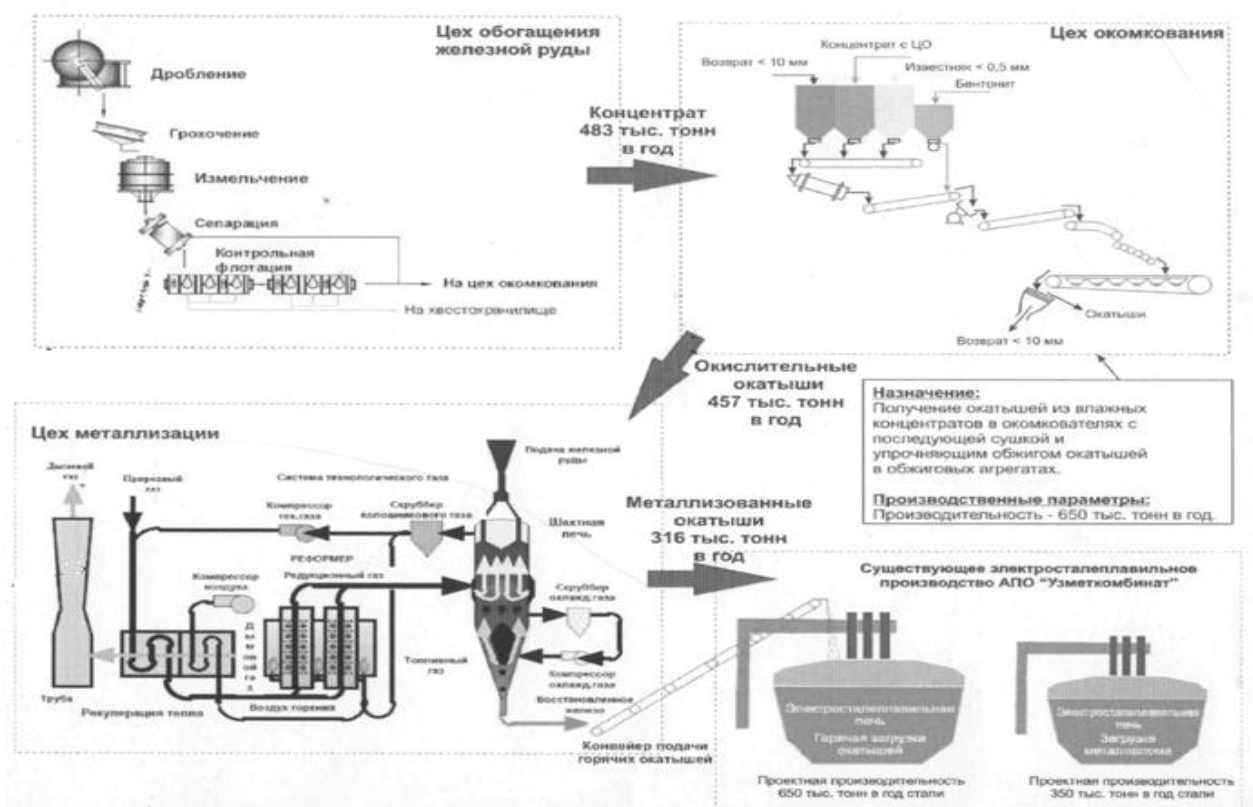


Рис. 1. Схема производства metallized iron sinter для АПО «Узметкомбинат» на основе технологии компании «MIDREX»

(Россия) и Кобе Стел (Япония), основанные на получении чугуна с применением угля в качестве восстановителя железа [1-4]. Для реализации указанных технологий в проекте решались задачи строительства горнорудного комплекса, обогатительной фабрики непосредственно на месторождении, цехов окомкования железосодержащего концентрата и металлизации на территории производственного объединения, что экологически и экономически является обоснованным, т.к. использование свободных площадей предприятия не требует дополнительно освоенных земельных участков для строительства производственных объектов. Согласно ТЭО проекта, утвержденные запасы железной руды месторождения Сюрената позволяют обеспечить объем годовой добычи до 1,5 млн. т и при выборе оптимальной технологии её обогащения с получением до 316,3 тыс. т в год metallized iron sinter или до 378,7 тыс. в год передельного чугуна для сталеплавильного производства. В проекте рассмотрены три варианта разработки месторождения:

1. Строительство карьера на добычу до 1 млн. т железной руды в год на участке Западный и подземную выработку руды до 0,5 млн. т в год на участке Восточный с доставкой сырья на обогатительную фабрику (ОФ) автотранспортом.
2. Строительство карьера с добычей до 1 млн. т железной руды в год на участке Западный с транспортной схемой, аналогичной первому варианту,

отработка запасов участка Восточный проходкой двух штолен, непосредственно соединяющих рудник подземных работ с промплощадкой ОФ, с объемом добычи 0,5 млн. т в год;

3. Оработка всех запасов Сюренатинского месторождения подземным способом на обоих участках со вскрытием их штольнями и доставкой железной руды на площадку ОФ электровозом, причем Западный участок – 0,9 млн. т, Восточный – 0,6 млн. т в год.

Указанные повариантные технологические схемы разработки месторождения расположены в непосредственной близости от самого месторождения, а для доставки добываемой руды на обогащение необходимо строительство транспортных коммуникаций. Удельные объемы инвестиций в подземную добычу руды по третьему варианту превышают объемы инвестиций, требуемые для реализации первого варианта, однако реализация последнего становится экономически невыгодной из-за капиталовложений в строительство автодороги от карьера до ОФ, которая составляет более 20 млн. долл. США. Следует также отметить, что в соответствии с требованиями Госкомприроды Республики Узбекистан по обеспечению сохранности экологических условий в районе производства работ по горнодобывающему комплексу, обусловленных минимальным воздействием на курортную зону Кумышкан, на гелиостанцию АН РУз в поселке Хисарок и заповедник, а также исходя из возможности круглогодичной добычи руды,

Таблица 1

Сквозной баланс материалов при использовании технологий Мидрекс и ХИЛ (содержание Fe в исходной руде 27,7%)

Поступает			Выдается		
Наименование материала	t/h	тыс. t/h	Наименование материала	t/h	тыс. t/h
<i>Обогащение железной руды</i>					
Железная руда	182,0	1485	Концентрат	61,0	482,9
			Хвосты, в т.ч.	121,0	1002,1
			хвосты сухой магнитной сепарации	74,5	608,3
			хвосты мокрой магнитной сепарации	46,5	393,8
<i>Получение окисленных окатышей</i>					
Концентрат	61,0	482,9	Товарные окатыши	57,96	458,6
Возврат-5 мм	1,22	9,7	Возврат-5 мм	1,22	9,7
Бентонит	0,37	2,9	Механические и газообразные потери	9,97	78,94
Вода	6,56	51,89			
<i>Получение металлizadosанных окатышей</i>					
Окисленные окатыши	56,2	458,6	Металлизированные окатыши	38,7	316,3
Защитное покрытие	0,29	2,3	Мелочь окисленных окатышей	1,71	14,0
Углерод природного газа на науглероживание металлizadosанных окатышей (1,5% C)	0,57	4,6	Потери при обеспыливании фактов окисленных и металлizadosанных окатышей	1,14	9,3
			Потери с колошниковой пылью	0,57	4,6
			Газообразные продукты восстановления (в основном кислород окислов железа)	14,88	121,4

наиболее приемлемым принимается третий вариант отработки месторождения Сюрената. Институтом ВНИИЭТО, совместно с ОАО «Механобринжени-ринг» (Россия), были представлены результаты исследований по обогатимости руды месторождения Сюрената. Исследованиями установлена возможность обогащения руды этого месторождения с получением железорудного концентрата до 69,5%, которая соответствует требованиям технологий прямого восстановления железа с производством металлizadosанных окатышей (Мидрекс и ХИЛ) для использования на существующих сталеплавильных установках АПО «Узметкомбинат». Вместе с этим, в проекте также представлены альтернативные технологии восстановления железа в шахтных печах с получением передельного чугуна, не требующего получения высокого содержания железа в концентрате при обогащении, по технологиям Ромелт (Россия) или Кобе Стил (Япония). Поэтому рассматривались два варианта обогащения железной руды с производством железосодержащего концентрата: 1) Обогащение руды с содержанием железа 27,7% до концентрата с содержанием железа до 69,5% с целью последующего использования в процессах прямого восстановления по технологиям Мидрекс или ХИЛ; 2) Обогащение руды до содержания железа 46÷52% для последующего использования в процессах получения чугуна по технологиям Ромелт или Кобе Стил. Сравнительно низкие капитальные вложения по варианту 2 обусловлены сокращением технологических операций с исключением мокрой магнитной сепарации и доводочной катионитовой флотации и применением только сухой магнитной сепарации.

В целом, состав оборудования ОФ и объемы инвестиций в ее строительство аналогичны по удельным параметрам, действующим на обогатительных фабриках Оскольского электрометаллургического и Лебединского горно-обогатительного комбинатов России (ОМЭК и ЛеБГОК). Строительство ОФ, основанной на магнитной сепарации железной руды, не оказывает негативного воздействия на окружающую среду. Для утилизации отходов обогащения в непосредственной близости от месторождения и ОФ, запроектировано хвостохранилище, имеющее достаточный объем для хранения сухих отходов, содержащих в основном пустую породу. Из-за отсутствия на месторождении Сюрената инженерно-коммуникационных сетей в проект включено строительство внешнего электроснабжения и водоснабжения для горно-

обогатительного комплекса, а также строительство автомобильной дороги от ОФ до прирельсового склада в городе Чирчике. Кроме того, предусмотрено реконструкция этого прирельсового склада при базе ОАО «Вторчермет» для хранения, погрузки и отправки изготовленного концентрата по железной дороге на АПО «Узметкомбинат».

По требованиям технологии прямого восстановления железа Мидрекс и ХИЛ проектом предусмотрено строительство цеха окомкования железорудного концентрата на промплощадке АПО «Узметкомбинат» для производства окисленных окатышей (рис. 1).

При использовании технологии Ромелт не требуется строительства цеха окомкования концентрата, а при технологии Кобе Стил необходимо строительство цеха агломерации с применением угля и последующей осушкой окатышей. В отличие от технологии окомкования по требованиям прямого восстановления железа Мидрекс и ХИЛ, технология окомкования, предложенная компанией Кобе Стил, не требует обжига окатышей, что обуславливает сравнительно низкие энергетические затраты, а также меньшее количество оборудования и, соответственно, меньшие объемы строительства.

В настоящее время основным сырьем для выплавки стали на Бекабадском металлургическом заводе (производственная база АПО «Узметкомбинат») является стальной лом, но за последние годы объемы его поставок значительно сократились, что негативно сказывается на ритмичной работе завода и выпуске продукции.

Главной задачей организации производства металлизированных окатышей или их альтернативы – жидкого передельного чугуна – является обеспечение действующего сталеплавильного производства качественной первородной шихтой, заменяющей дорогой и дефицитный стальной лом. При этом использование в электродуговых печах (ЭДП) такой шихты вместо части лома будет способствовать повышению качества стали и гарантировать более стабильные экономические условия её производства. Технично-технологические решения по производству металлизированных окатышей приняты по проектам-аналогам ОМЭК, ЛебГОК и также по литературным данным. Сложность технологической схемы установки ХИЛ и, как следствие, её относительная ненадежность обусловили более высокую степень освоенности технологии Мидрекс, которая отличается простотой конструкции реализующей установки и имеющимися резервами роста производства металлизированного железорудного сырья (МЖС). В качестве альтернативы производству металлизированных окатышей рассматривается получение жидкого чугуна процессом Ромелт в объеме 500 тыс. т в год с последующим использованием его в шихте электродуговых печей (ЭДП). Предложение использовать в качестве возможного варианта было сделано ОАО «ВНИИЭТО», которое обосновывалось следующими соображениями:

1. Качество железорудного концентрата, получаемого из руды месторождения Сюрената, не отвечает общепринятым требованиям к качеству сырья для производства металлизированных окатышей. В то же время процесс Ромелт пригоден для переработки руды и продуктов их обогащения с относительно низким содержанием железа, в частности, концентрат, получаемый сухой магнитной сепарацией с содержанием железа не менее 15%.

2. Республика Узбекистан располагает запасами некоксуемых энергетических углей, которые могут быть использованы в качестве технологического топлива в этом процессе.

3. Жидкий чугун Ромелт можно эффективно перерабатывать в ЭДП, достигая при этом увеличение их производительности и сокращение расхода электроэнергии за счет утилизации выделяемого в печи Ромелт тепла.

В качестве альтернативы процессу Ромелт в проекте приводится твердофазная технология прямого

Таблица 2

Сквозной баланс материалов при использовании технологий Ромелт и Кобе Стил (содержание Fe в исходной руде 27,7%)

Поступает			Выдается		
Наименование материала	t/h	тыс. t/h	Наименование материала	t/h	тыс. t/h
<i>Обогащение железной руды</i>					
Железная руда	182,0	1485	Концентрат выход 53,547 %	97,45	795,2
			Хвосты, в т.ч.	71,7	585,1
<i>Получение чугуна</i>					
Концентрат железорудный	97,45	795,2	Чугун	46,4	378,7
			Шлак гранулированный	44,8	428,5
			Потери	4,5	42,9

восстановления железа из руды разработки фирмы Кобе Стил (ITmK3). Данная технология является развитием процесса Fastmet, в которой железо производится из композитных окатышей, состоящих из железорудного концентрата и угля-восстановителя, в кольцевой печи с вращающимся подом (RHF). Окамыш проходит стадии нагрева, твердофазного восстановления оксидов и выгружается из кольцевой печи в виде твердого тела. В связи с тем, что добычные возможности месторождения Сюрената максимально обеспечивают добычу руды до 1,5 млн. т в год, сквозной материальный баланс потоков сырья и продуктов передела по стадиям обогащения, окомкования и металлизации с учетом потерь железа в технологических процессах показывает возможности производства до 316,3 тыс. т в год металлизированных окатышей по технологиям Мидрекс и ХИЛ или до 378,7 тыс. т передельного чугуна по технологиям Ромелт и Кобе Стил. Баланс материалов при использовании технологий Мидрекс, ХИЛ, Ромелт и Кобе Стил приведены в табл. 1 и табл. 2. Сравнительно большие объемы производства чугуна обусловлены относительно низкими потерями железа в процессе обогащения руды, а также более высоким содержанием углерода в продукте.

Выводы:

Анализ показателей деятельности предприятия с реализацией проектов и без реализации при существующих условиях поставки лома и при ежегодном сокращении поставок лома от внутриреспубликанских источников на 3% показывает, что реализация проекта как по варианту Мидрекс, так и по варианту Ромелт при сегодняшнем уровне объема выплавки стали решает задачу замещения «скрапа» и исключает необходимость импорта металлизированного сырья. А это связано со снижением потребности республики в валютных средствах и повышением эффективности производства.

Список литературы:

1. Маерчак Ш. Производство окатышей. Пр. со словац. – М.: Металлургия. 1982. 232с.: ил.
2. Поволоцкий Д.Я. Электрометаллургия стали и сплавов. Учебник для вузов. – М.: Металлургия, 1995. – 592с.
3. Рябов А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах. Учебное пособие. – М.: Теплотехника, 2007. – 192с.
4. Суревчев Г.Д. Математическое моделирование сталеплавильных процессов. М.: Металлургия, 1978. 224с.

О МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА ШАРГУНЬСКОМ КАМЕННОУГОЛЬНОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

Акбаров Т.Г., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ, канд. тех. наук; **Хонов К.Л.**, начальник управления проектных работ ОАО «Узбекуголь»; **Нормуратов Ш.З.**, магистрант кафедры «Горное дело» ТашГТУ

На современном этапе развития угольной промышленности эффективность использования высокопроизводительных средств механизации очистных работ и, следовательно, достижение высоких технико-экономических показателей работы участков во многом обуславливается принятой системой разработки, выбор которой предопределяется горно-геологическими и горно-техническими условиями. Исходя из этих условий, в практике встречается большое разнообразие систем разработок, их разновидностей и модификаций [1]. Целесообразность применения той или иной системы должна обосновываться тщательными технико-экономическими расчетами и обеспечивать в техническом отношении высокую степень механизации работ, высокую производительность труда, минимальные потери угля и безопасность труда, а в экономическом - минимальные затраты на 1 т добытого угля.

В настоящее время все большее распространение получают технологии разработки мощных угольных пластов с применением механизированных крепей, обеспечивающих выпуск угля из подкровельной или межслоевой толщи [2]. В них заложен физический эффект разрушения угольной толщи, основанный на использовании сил горного давления.

Для реализации таких технологий предложены и созданы механизированные комплексы, обладающие дополнительными функциями по управлению извлечением угля, находящегося над крепью или обрушающегося позади нее. Очевидно, что эти технологии должны заменить традиционные трудоемкие слоевые системы разработки. Их преимущества заключаются в значительном сокращении объемов подготовительных работ, капитальных и эксплуатационных затрат, снижении опасности самовозгорания угля, а также в возможности разработки пластов в сложных горно-геологических условиях и извлечения запасов из оставленных ранее охранных целиков.

Разнообразие условий залегания мощных угольных пластов в Кузбассе вызвала необходимость применения различных систем разработки. Значительное распространение в Кузнецком бассейне получили слоевые системы разработки мощных крутых и крутонаклонных угольных пластов. Однако эти системы оказались бесперспективными и непригодными для пластов, имеющих нарушения

и сложные горно-геологические условия залегания [3].

Применяемая в Кузбассе щитовая система разработки мощных угольных пластов крутонаклонного и крутого падения весьма эффективна, но она дает высокие показатели только на крутых пластах с выдержанным залеганием [4].

Технология подэтажной выемки угля из крутонаклонных пластов успешно применяется на шахтах Кузбасса с 60-х годов прошлого века [5]. Ограничительным фактором его распространения на пластах крутонаклонного залегания (свыше 35°) явилась невозможность выпуска угольной потолочины через перекрытие крепи. Привлекательность этой технологии заключается в незначительных капитальных затратах на приобретение горно-шахтного оборудования.

В данной работе предлагается усовершенствованная технология подэтажной выемки, сочетающая надежность работы уже известной технологии, опробованной в промышленных условиях, с технологией, использующей новые приемы, позволяющие обеспечить полноту выпуска угля из потолочины за счет его площадного выпуска, путем введения элементов управления конструкции крепей, позволяющих управлять потоками угля по мощности пласта.

По предлагаемой технологии при подэтажной выемке для механизации очистных работ используется шагающая крепь. Данная крепь отличается простотой конструкции, удобством управления и полнотой выпуска угля из потолочины.

Крепь гидрофицированная шагающая предназначена для поддержания кровли на сопряжении подэтажного штрека с зоной выпуска угля (рис. 1). Крепь состоит из двух рам, взаимосвязанных друг с другом гидроцилиндрами передвижения 1. Каждая рама оборудована продольными верхняками 2 и поперечными балками 3, жестко закрепленными друг к другу и опирается через гидростойки 4 и опоры 5 на почву выработки. Цилиндры гидростоек 4 каждой рамы жестко связаны между собой продольными связями 6 и шарнирно через диагональные связи 7 - с поперечными балками 3. Такая взаимосвязь элементов рамы обеспечивает устойчивость крепи в нераспертом состоянии.

В рабочем положении передвижная гидрофицированная крепь расперта между кровлей и поч-

вой. При передвижении крепи снимают распор со стоек одной из рам. При этом верхняки 2 передвижной рамы отрываются от кровли и ложатся на поперечные балки 3 распертой рамы. При дальнейшем сокращении высоты гидростойки 4 ее опоры 5 отрываются от почвы на необходимую величину, а при помощи гидроцилиндров передвижки 1, снятую с распора раму, скользя верхняками 2 по поперечной балке 3 распертой рамы, перемещаются на шаг передвижки. По окончании передвижки подают давление в поршневые полости гидростоек 4, и передвинутую раму распирают. В такой последовательности происходит перемещение и второй рамы.

Дозированный выпуск угля из потолочины производится при помощи управляемых гидроцилиндров козырьков 8. Транспортировка угля вдоль штрека до конвейера осуществляется с помощью перегружателя типа ПСП-26. Разрушение угольного целика в потолочине осуществляется взрывными работами. Бурение шпуров под заряды может производиться как из подэтажного, так и из промежуточного штрека.

В настоящее время прорабатывается вопрос изготовления крепи для отработки мощных крутонаклонных угольных пластов применительно к Шаргуньскому каменноугольному месторождению на заводе ООО «Уралгорнефтемаш», входящем в состав Российской группы предприятий «Западно-уральский машиностроительный концерн» (ГП ЗУМК).

Разработанная механизированная крепь для выемки мощных крутопадающих пластов с регулируемым выпуском угля на забойный конвейер открывает новые возможности технологии подземной разработки мощных угольных пластов.

Предложенное в работе [6] технологическое решение обеспечивает следующие преимущества:

- пласт вынимается на всю мощность, что способствует высокой концентрации горных работ, снижению эксплуатационных потерь по мощности пласта и опасности возникновения эндогенных пожаров;
- в 1,5-2,0 раза уменьшается объем подготовительных выработок и затраты на их проведение и поддержание;
- используются силы горного давления и эффект самообрушения угля подкровельной толщи, что снижает энергозатраты на добычу угля;
- сокращаются расходы на оборудование очистных забоев и средства транспортирования угля в пределах выемочного поля;
- уменьшаются затраты на монтаж-демонтаж комплексов, средства транспортирования, электрообору-

дования, трубопроводов, на профилактические мероприятия и др.;

- снижается себестоимость добываемого угля в связи с тем, что при сравнительно небольшом повышении численности рабочих по выпуску угля в забое резко возрастает нагрузка на лаву.

Другим вариантом для отработки мощных крутонаклонных пластов в условиях Шаргуньского каменноугольного месторождения является применение щитовой крепи с раздельной механизированной передвижкой (ЩРПМ).

Отличительной особенностью щитового агрегата (или комплекса) является то, что в его состав входит щитовая крепь, т.е. крепь оградительно-поддерживающего или оградительного типа, которая по мере выемки угля передвигается по падению пласта под действием собственного веса и веса обрушенных пород [7].

Система разработки и расстановки оборудования на участке при работе агрегата ЩРПМ состоит в следующем.

Этаж наклонной высотой 80-150 м подготавливается откаточным и вентиляционным штреками. Выемка полосы шириной 30-40 м начинается от вентиляционного штрека и производится сверху вниз. Для этого в почве вентиляционного штрека проходят раскоску, образуя нишу для монтажа агрегата.

После отхода агрегата от монтажной ниши, в результате обрушения подштрекового целика угля, боковых пород и перепуска породы вышележащего горизонта над крепью образуется подвижная породная подушка, ограждающая крепь от обрушенных пород.

Высота породной подушки должна быть не менее 1,5-2 кратной мощности пласта. По мере продвижения агрегата вниз со стороны массива наращивают (открепляют) вентиляционный скат, который при выемке следующей полосы становится углеспускным. Со стороны выработанного пространства скат отгораживают прочной трех-четырёхрядной органной крепью. Скат имеет два отделения: ходовое и углеспускное. Углеспускное отделение оборудовано тормозными полками. В

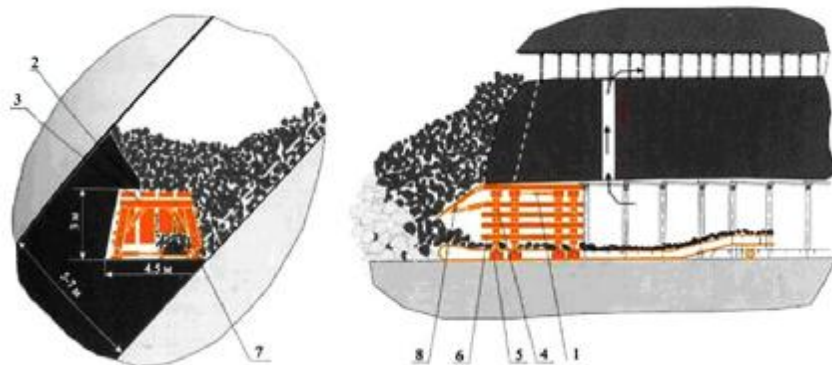


Рис. 1. Технологическая схема расположения механизированной крепи подэтажного выпуска

отшивке между ходовым и углеспускным отделениями через каждые 10 м устраивают окна для расштыбовки застрявшего угля. Нижнюю часть углеспускного ската расширяют, и в ней устраивается бункер для обеспечения равномерной работы и для предупреждения закупорки ската отбитым углем. Уголь грузится в вагонетки через металлический люк. Погрузочный пункт оборудуется оросительным устройством. Угольный скат в процессе отработки полосы погашается. Оработка полосы заканчивается на расстоянии 8 м выше откаточного штрека, после чего агрегат щитовой выемки демонтируют. Сначала демонтируют конвейеро-струг, а затем секции щитовой крепи. Эти узлы доставляют по скату на вентиляционный штрек и монтируют в новой полосе. Оработка полос на добычном участке ведется на передний квершлаг. Для обеспечения непрерывности добычи на участке рекомендуется иметь три агрегата, два из которых находится в работе, а другой в монтажно-демонтажном состоянии.

В составе каждого из этих щитовых агрегатов входят конвейеро-струг, щитовая гидрофицированная крепь, насосная станция, электро- или пневмооборудование и вспомогательное оборудование. Конвейеро-струг представляет собой выемочно-доставочную машину, с помощью которой производится фронтальная выемка угля на всю мощность пласта и доставка его к углеспускной печи. Исполнительным органом конвейеро-струга служат резцовые каретки, которые, перемещаясь по направляющей балке с помощью приводной круглозвенной калиброванной цепи, производят разрушение угля и транспортировку его по лаве к углеспускной печи. Привод конвейеро-струга имеет два варианта исполнения: электрический и пневматический. Конвейеро-струг относительно крепи подается гидродомкратами подачи и качания, которые шарнирно крепятся к секциям механизированной крепи.

Щитовые агрегаты в очистном забое работают следующим образом (рис. 2). В исходном положении агрегат ЦРПМ придвинут к забою. При этом секции крепи опираются на угольный забой, а конвейеро-струг находится у кровли пласта. Работы по добыче начинаются с включения в работу привода конвейеро-струга. Включением рукояток управления гидродомкратами подачи конвейеро-струг начинает подаваться на забой по падению пласта – производится зарубка у кровли пласта на полный шаг выемки (0,7 м). Затем гидродомкратами конвейеро-струг подается к почве пласта – вынимается оставшаяся пачка угля у почвы пласта. После передвижения конвейеро-струга по падению пласта на расстояние 0,7 м и выемки угля на всю мощность пласта производится постепенное снятие распора стоек гидрофицированной крепи, которая

вместе с конвейеро-стругом (предварительно поднятым к кровле пласта) под действием собственного веса и веса вышележащих обрушенных пород опускается к забою. После распора секций крепи, а также осмотра забоя и агрегата цикл повторяется. В исходном положении агрегата ЦРПМ щитовая крепь распирается между боковыми породами и упирается в угольный забой маятниковыми опорами, проходящими через балку конвейеро-струга. Конвейеро-струг находится у почвы пласта. Работы по добыче угля начинаются с включения приводов насосной станции и конвейеро-струга. При этом исполнительный орган конвейеро-струга поднимается домкратами качания к кровле пласта, вспомогательные секции (секции подвески) освобождаются из рабочего положения (в результате снятия распора), а гидродомкраты подачи конвейеро-струга включаются в действие. Далее конвейеро-стругом по всей длине очистного забоя производится выемка угля и доставка его к углеспускной печи. После зарубки конвейеро-струга на 0,4 м передвижение на это же расстояние вспомогательных секций крепи, последние распираются между кровлей и почвой. Затем включаются гидродомкраты качания, с помощью которых производится отбойка оставшегося угля по мощности пласта. По окончании выемки угля по всей длине очистного забоя на полную мощность и зачистки почвы освобождаются из рабочего положения основные секции крепи и включаются гидродомкраты подачи, с помощью которых производится принудительное передвижение комплекса к забою (посадка). Затем цикл повторяется.

В целом, представленные варианты технологий

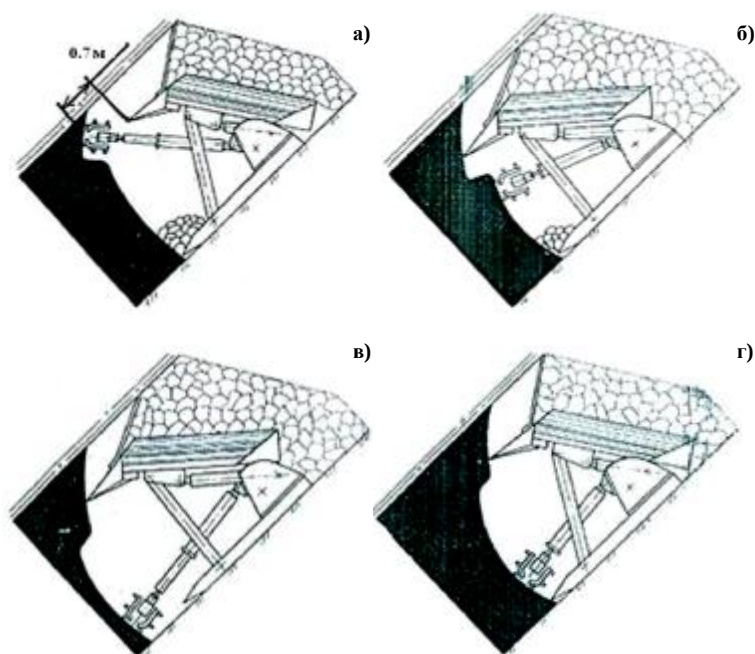


Рис. 2. Схема обработки забоя (механизированная выемка: а) выемка подкровельной пачки; б) передвижка щитового перекрытия; в) обработка забоя и зачистка почвы; г) передвижка основания

разработки мощных крутонаклонных пластов могут быть использованы для отработки угольных пластов Шаргуньского угольного месторождения.

Применением этих систем разработки можно достигнуть довольно высокой степени механизации

основных производственных процессов и высоких технико-экономических показателей, улучшить условия и безопасность труда, снизить расход крепежных материалов.

Список литературы:

1. Пучков Л.А., Жежелевский Ю.А. *Подземная разработка месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов: В 2 т. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, издательство «Горная книга», «Мир горной книги».-2008.-Том.-562с.*
2. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Кокоулин Д.И., Кубанычбек Б. *Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля.- Новосибирск: Наука, 2007.- 135с.*
3. Дмитриев С.И., Запеев С.И., Сенько Л.С., Крылов В.Ф., Томашевский Л.П. *Основы технологии разработки угля с применением гибких перекрытий [Текст]/ М.: Недра,1967.-229с.*
4. Чинакал Н.А., Дзюбенко В.Т., Маревич Н.В., Жарков М.М. *Щитовая система разработки [Текст]/ Новосибирск: Наука, 1972.-301с.*
5. Клишин В.И., Земсков А.Н., Поздеев А.А. *Технологии отработки мощных круто-наклонных угольных пластов применительно к Шаргуньскому месторождению Узбекистана.- «РУДНИК БУДУЩЕГО», 2010. Вып.№2.- с. 33-40.*
6. Клишин В.И., Клишин С.В. *Рациональные режимы механизированной отработки мощных крутопадающих пластов угля подэтажными штреками.- «РУДНИК БУДУЩЕГО», 2010. Вып.№2.- с. 53-62.*
7. Кузюков Ф.Ф., Мичков В.А., Подюков В.А., Корнилов В.Н. *Комплексная механизация и автоматизация производственных процессов на угольных шахтах. Изд. 2-е, перераб. и доп. М.: Недра, 1976.- 287с.*

УДК 622.232.8

© Эгамбердиев И.П. 2011 г.

РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ОРГАНИЗАЦИИ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ И РЕМОНТА ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ, ИСХОДЯ ИЗ ИХ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ

Эгамбердиев И.П., начальник научного отдела НГГИ, канд. техн. наук

Традиционные методы технического обслуживания объектов, применяемые на промышленных предприятиях, можно разделить на две категории: эксплуатация оборудования до выхода его из строя и планово-профилактическое обслуживание (по календарным срокам или ресурсу).

Повышение технического уровня, качества и надежности машин, улучшения их использования сейчас во многом зависит от средств технической диагностики. Поэтому многие фирмы переходят на техническое обслуживание оборудования по состоянию – мониторинг и диагностика.

Основным принципом технического обслуживания должно являться постоянное знание о состоянии горного оборудования, контроль и документирование отклонений от норм при вводе оборудования в эксплуатацию, во время первичного монтажа и после ремонта, вывода его в ремонт, продлении сроков службы. Это означает комплексный подход к вопросам повышения надежности работы горного оборудования. Для поддержания горного оборудования в работоспособном состоянии и перехода к техническому обслуживанию и ремонту по факти-

ческому состоянию большое значение имеет организация вибромониторинга технического состояния оборудования. Наиболее перспективный способ повышения надежности работы горного оборудования на предприятии - сочетание двух факторов: скоординированной работы служб эксплуатации, технического надзора и ремонта и эффективное применение современных средств вибрационной диагностики. Для контроля состояния горного оборудования необходима достоверная диагностика агрегатов с повышенной вибрацией, выявленных службой эксплуатации, а прогноз их ресурса требует участия специально подготовленных и обученных мобильных диагностических групп, оснащенных переносными виброанализаторами, требуется также программное обеспечение для накопления вибрационной статистики [1-5].

Поэтому виброконтроль горного оборудования предусматривает два вида вибрационных измерений:

- контрольные измерения;
- диагностические измерения.

Таблица 1

Цели, задачи и функции ОТД

<i>Отдел технической диагностики</i>
<i>Цели</i>
Контроль технического состояния, повышение уровня работоспособности и эффективная организация системы техобслуживания и ремонта.
<i>Задачи</i>
Координация между службами для эффективной работы оборудования. Повышение качества ремонтных воздействий и мониторинг состояния. Отслеживание технического состояния бурового оборудования. Анализ информационной базы по ремонту и диагностике
<i>Функции</i>
• входной и выходной контроль; • контроль качества изготовления; • контроль качества ремонта и монтажа; • слежение за изменением технического состояния машины в процессе эксплуатации и др. • квалификация персонала; • вибрационный контроль и контроль технологических параметров оборудования, задействованного в основном технологическом процессе, регулярная диагностика; • полное документирование; • ведение архивов, подготовка сведений: о простоях, фактическом состоянии оборудования, проведенном ремонте; • формирование базы данных, доступность данных о состоянии оборудования заинтересованным специалистам разного уровня – от мастера горных машин до главных специалистов предприятия; • определение факта нарушения нормальной работы оборудования и своевременное оповещение персонала; • визуализация техпроцесса на мнемосхемах, графиках, цифровых табло; • прогнозирование его нормального функционирования с выдачей информации о времени и объеме проведения ремонта.

Контрольные измерения предназначены для оценки технического состояния горного оборудования

в целом, а также отдельных его узлов. Диагностические измерения предназначены для выявления дефектов, разработки рекомендаций по их устранению и определению сроков вывода оборудования в ремонт по фактическому техническому состоянию.

Исходя из этого, предлагается на предприятии иметь специализированную группу – *отдел технической диагностики* (ОТД), основными функциями которой является проведение диагностических измерений и прогнозирование технического состояния, тогда как контрольные виброизмерения возлагаются на персонал, эксплуатирующий данное оборудование (табл. 1, 2). В табл. 1 приведены цели, задачи и функции ОТД.

Для реализации технического обслуживания на основании вибромониторинга требуется существенное внимание уделить четырем основополагающим аспектам:

- обучению персонала контролю, диагностике и работе с технической документацией в электронном виде;
- оснащению обслуживающего персонала горного оборудования и специалистов ОТД инструментальными средствами и программным обеспечением, позволяющим осуществлять входной контроль и своевременно реагировать на изменения в состоянии оборудования в процессе эксплуатации;
- методическому обеспечению всех видов контроля (технологические инструкции);
- программному обеспечению, позволяющему документировать все действия по слежению за техническим состоянием и хранить результаты измерений в общедоступных базах данных.

Планирование реализации постепенного перехода от системы ППР энергомеханической службы ремонта горного оборудования на систему по фактическому состоянию должна осуществляться в несколько этапов:

1. Организация подготовки кадров по технической диагностике.
2. Переход на мониторинг по состоянию.
3. Внедрение информационно-компьютерных систем для осуществления автоматизированного контроля бурового оборудования.

Выше изложены лишь некоторые подходы к системе организации обслуживания бурового оборудования на горных предприятиях.

В зависимости от сложившихся взаимоотноше-

Таблица 2

Данные для экономического баланса системы технического обслуживания по состоянию

Затраты	Экономия
• предварительные исследования, выбор точек мониторинга, определение предельных значений • выбор и закупка аппаратуры и программ • обучение персонала проведению мониторинга • обучение инженерных работников проведению оценки результатов мониторинга	• увеличение среднего времени между ремонтами (рост производительности и снижение затрат на техническое обслуживание) • фактическое устранение неожиданных поломок (повышение надежности и производительности) • устранение вторичных поломок (поломка редуктора из-за неисправности подшипника) • устранение ненужного расхода деталей (замена исправных деталей) • уменьшение объема запасных частей (выдача предупреждения о необходимости заказа запасных частей) • уменьшение продолжительности ремонтов (необходимые ремонты планируются заранее) • повышение безопасности (снижается вероятность неожиданной поломки агрегата и тем самым увеличивается безопасность персонала) • повышение производительности производственных процессов

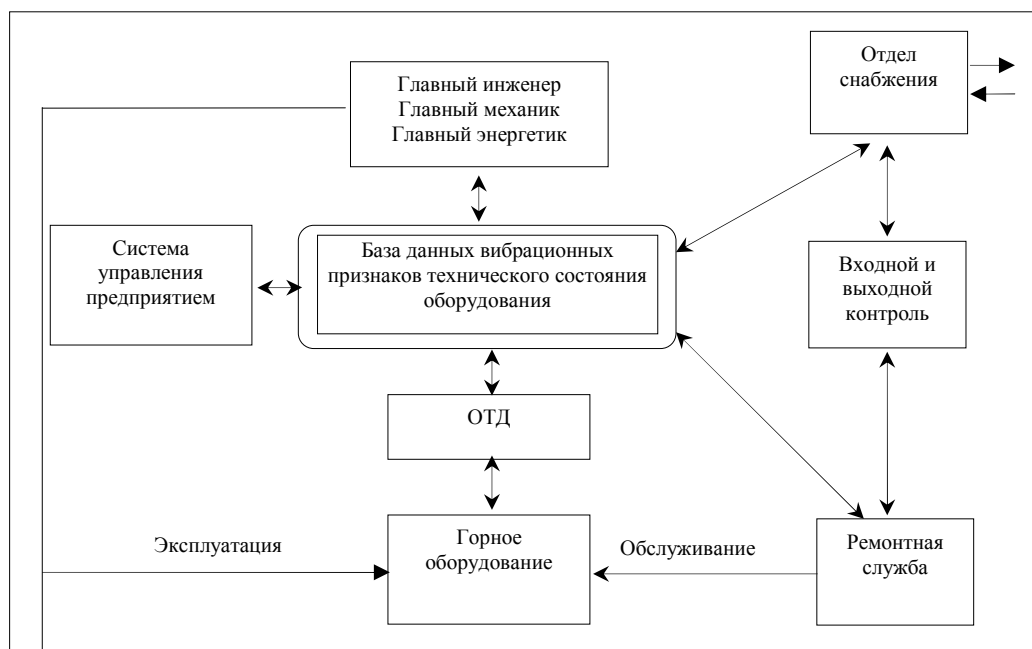


Рис. 1. Принципиальная схема системы обслуживания по фактическому состоянию

ний между подразделениями могут меняться взаимосвязи. Но основной принцип их построения приведен на рис. 1.

Эта система, соединенная с единой системой управления предприятием, позволит получить значительный экономический эффект за счет:

- более раннего обнаружения неисправностей и своевременного принятия мер по предотвращению их развития;
- отказа от проведения регламентных работ на исправном оборудовании;
- продления ресурса работы объектов диагностирования;
- правильного планирования ремонтов оборудования в период ППР;
- предотвращения внезапных отказов и аварий на объектах диагностирования.

Специалисты по техническому обслуживанию сталкиваются с задачами оценки соотношения расходов и прибыли от внедрения мониторинга механических колебаний для проведения технического обслуживания на основе состояния машинного оборудования.

В табл. 2. приведены сведения о затратах и

экономии для оценки экономической эффективности систем технического обслуживания объектов по фактическому состоянию.

Исследования НИИЭлектроэнергетики США показали, что переход от метода аварийного обслуживания (от поломки до поломки) к методу по фактическому состоянию позволяет снизить затраты на обслуживание от 17 дол. США на одну л.с. в год до 9 дол.

США, т.е. обеспечить экономию в 47% [5, 6].

Аналогично, переход от метода планово-предупредительного обслуживания к обслуживанию по состоянию означает экономию затрат на обслуживание 32%.

Следовательно, затраты на создание систем мониторинга и диагностики машин быстро окупятся, а если учесть и штрафы за загрязнение окружающей среды и выплаты работающим за ущерб здоровью, то социально-экономический эффект будет значительно выше.

Значительное уменьшение объема работ по техническому обслуживанию даст возможность персоналу технического обслуживания заниматься подготовкой и проведением измерений, а также более тщательно проводить работы по осмотру и проверке каждой машины, снятой с эксплуатации для проведения ремонта.

Благодаря этому, повысится надежность и безопасность машин.

Проведение срочных работ, которые раньше могли быть выполнены только наспех, должны стать достоянием прошлого.

Список литературы:

1. Барков А.В., Баркова Н.А., Азовцев А.Ю. Мониторинг и диагностика роторных машин по вибрации: СПб.: Изд. Центр СПбГМУ, 2000. 160 с.
2. Морозов В.И. Диагностика горного оборудования. М.: МГИ, 1987.
3. Солод Г.И., Радкевич Я.М. Управление качеством горных машин. –М. МГИ, 1984, 94 с.
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.
5. Bill Watts and Joe Van Dyke. An automated vibration – based expert diagnostic system. // Sound and vibration, september, 1993.
6. Герике Б.Л., Абрамов И.Л., Герике П.Б. Вибродиагностика горных машин и оборудования. //Кемерово, 2007. -С.167.

ИЗУЧЕНИЕ НЕКОТОРЫХ ПАРАМЕТРОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ЭФФЕКТИВНОСТЬ БИООКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩИХ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ

Санакулов К.С. генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Мустакимов О.М.**, зам. главного инженера НГМК; **Петухов О.Ф.**, главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; **Ахатов Н.А.**, директор ГМЗ-3 НГМК; **Эргашев У.А.**, главный технолог Северного рудоуправления НГМК

1. Крупность флотоконцентрата. Процесс биоокисления (биовыщелачивания) сульфидных мышьяксодержащих минералов - сложный гетерогенный процесс, скорость которого описывается следующим кинетическим уравнением [1]:

$$V = K \cdot C_b^n \cdot C_{Fe}^n \cdot S,$$

где V – скорость биоокисления;

K – константа скорости реакции (зависит от температуры);

C_b – концентрация бактерий (зависит от концентрации O_2 , CO_2 , pH, температуры);

C_{Fe} – концентрация трёхвалентного железа;

S – поверхность твёрдого вещества (частиц флотоконцентрата);

n – порядок реакции, каждый для C_b и C_{Fe} .

Из уравнения видно, что скорость биоокисления пропорциональна поверхности флотоконцентрата.

Скорость биоокисления (биовыщелачивания) определяется не скоростью химических реакций, происходящих на границе твёрдой и жидкой фаз, а скоростью диффузионных процессов, т.е. процесс протекает в диффузионной области [2]. Скорость диффузионного процесса описывается уравнением:

$$dQ/dt = D \cdot \delta \cdot S \cdot dC/dx,$$

где dQ/dt – количество вещества, растворяющегося в единицу времени;

D – коэффициент диффузии растворяемого вещества;

δ – толщина диффузионного слоя;

S – поверхность соприкосновения фаз или площадь растворяемой поверхности;

dC/dx – градиент концентрации, т.е. разность концентрации растворённого вещества у поверхности и в толще выщелачивающего раствора.

Из уравнения диффузии видно, что скорость диффузионного процесса также зависит от поверхности флотоконцентрата.

Следовательно, крупность флотоконцентрата, его гранулометрический состав является одним из основных параметров, определяющих кинетику и полноту его биоокисления. В работе [3] рекомендуется биоокислению подвергать флотоконцентрат, измельчённый до 80% класса - 0,074 мм. В работе [4] утверждается, что для золотомышьяковых концентратов крупность частиц должна быть не менее 90-95% класса - 0,074 мм (около 80-85% класса – 0,044 мм), а в отдельных случаях, например, при очень тонкой вкрапленности арсенопирита, она должна быть доведена до крупности 90-98% класса – 0,044 мм.

В опытах по установлению зависимости влияния крупности флотоконцентрата на степень окисления сульфидной серы (S_s) и мышьяка в процессе биоокисления использовали пробы флотоконцентрата, полученные при флотации руд месторождений Кокпатас и Даугызтау (табл. 1-10).

Таблица 1

Химический состав флотоконцентратов

Месторождение	Проба №	Содержание, %						
		$S_{\text{общ}}$	S_s	$C_{\text{орг}}$	CO_2	As	Fe	Au, y/e
Кокпатас	78	19,9	19,6	1,5		3,5		21,2
	80	15,6	15,4	1,4		5,0		21,4
	95	16,9	16,7	1,3		5,0		25,2
Даугызтау	103	9,5	9,2	10,9	2,3	1,4	17,1	27,5

Таблица 2

Гранулометрический анализ проб флотоконцентратов руды месторождения Кокпатас

Класс крупности, mm	Проба № 78							Проба № 80						
	Выход клас- са,%	Содержание			Распределение,%			Выход клас- са,%	Содержание			Распределение, %		
		Au y/e	S _s %	As %	Au	S _s	As		Au y/e	S _s %	As %	Au	S _s	As
+ 0,05	16,0	13,3	17,5	1,9	9,9	14,2	9,1	14,8	14,8	10,8	3,8	10,0	10,4	11,4
- 0,05	84,0	22,7	20,0	3,8	90,1	85,8	90,9	85,2	22,6	16,2	5,2	90,0	89,6	88,6
Итого	100	21,2	19,6	3,5	100	100	100	100	21,4	15,4	5,0	100	100	100

Примечание: выход класса + 0,074 мм составил 9,8% в пробе № 78 и 6,5% в пробе №80

Таблица 3

Гранулометрический анализ проб биокеков

Класс крупности, мм	Биокек из пробы № 78							Биокек из пробы № 80						
	Выход класса, %	Содержание			Распределение, %			Выход класса, %	Содержание			Распределение, %		
		Au, y/e	Ss, %	As, %	Au	Ss	As		Au, y/e	Ss, %	As, %	Au	Ss	As
+0,05	8,3	9,2	2,3	0,3	3,1	21,1	3,5	7,8	8,2	0,56	0,51	2,7	13,6	4,6
-0,05	91,7	25,7	0,8	0,6	96,9	78,9	96,5	92,2	24,9	0,30	0,90	97,3	86,4	95,4
Итого	100	21,2	0,9	0,57	100	100	100	100	23,6	0,32	0,87	100	100	100

Первоначально была проведена оценка изменения содержания серы сульфидной и мышьяка по классам крупности при биоокислении двух проб (№ 78 и № 80) флотоконцентратов руды месторождения Кокпатас. В табл. 2 приведён гранулометрический анализ этих проб.

Как видно из результатов табл. 2, пробы отличаются по содержанию сульфидной серы и мышьяка, но близки по выходу класса – 0,05 мм. Основная доля (примерно 90%) золота, сульфидной серы и мышьяка в пробах флотоконцентратов сосредоточена в классе – 0,05 мм.

Биоокисление проб флотоконцентратов проводили в полупромышленных реакторах при следующих постоянных параметрах: температура 40-41⁰С, рН = 1,4-1,6 (первичный реактор), рН=1,3-1,4 (вторичные реактора), время биоокисления – 5 суток, Т:Ж = 1:4 и концентрация растворённого кислорода 2-4 mg/l. По окончании биоокисления пульпу фильтровали на вакуум-филт্রে, осадок промывали водой до рН в фильтрате 4,5 -5,0. Полученные осадки биокеков подвергли гранулометрическому анализу. Результаты гранулометрического анализа биокеков представлены в табл. 3. Примечание: выход класса + 0,074 мм в пробах биокека составил 8,1% в пробе № 78 и 7,4% в пробе № 80.

Анализ данных табл. 2 и 3 показывает, что в процессе биоокисления выход класса – 0,05 мм увеличился на 8-9%, а выход класса + 0,074 мм практически не изменился. Общая степень окисления сульфидной серы (с учётом выхода биокека 89%) составила 96% для пробы № 78 и 98% для пробы № 80. Из приведённых в табл. 1 и 2 значений содержания мышьяка (общего) степень его окисления рассчитывать некорректно, поскольку в биокеке мышьяк представлен как сульфидной формой (в виде арсенипирита FeAsS), так и окисленной формой (в виде скородита FeAsO₄). Для установления доли окисленного и неокисленного мышьяка в пробах флотоконцентрата и биокека была использована методика [5], основанная на том, что при обработке пробы, разбавленной соляной кислотой, в раствор переходят окисленные минералы трёх- и пятивалент-

Таблица 4

Формы нахождения мышьяка в пробах флотоконцентрата и биокека

Номера проб	Содержание во флотоконцентрате, %			Содержание в биокеке, %			Степень окисления As _s , %
	As общ	As _s	As _o	As общ	As _s	As _o	
№ 78	3,5	3,5	0,0	0,57	0,14	0,43	96,6
№ 80	5,0	5,0	0,0	0,87	0,26	0,61	95,2

ного мышьяка, сульфиды 18,8 мышьяка при этом не затрагиваются. В табл. 4 приведены результаты анализа форм нахождения мышьяка в пробах флотоконцентрата и биокека и рассчитанные значения степени окисления мышьяка в процессе биоокисления (с учётом выхода биокека 89%). Примечание: As_s – сульфидная (неокисленная форма мышьяка); As_o – окисленная форма мышьяка.

Из результатов табл. 3 видно, что основная доля мышьяка в биокеке (примерно 70%) представлена окисленной формой. Степень окисления сульфидных форм мышьяка при биоокислении превысила 95%.

Для сравнительной оценки степени биоокисления сульфидной серы и мышьяка по классам + 0,074 мм и – 0,074 мм были проведены опыты на пробе флотоконцентрата № 95 (табл. 5). Условия биоокисления флотоконцентрата аналогичны приведённым выше, выход флотоконцентрата составил 89%. Гранулометрический анализ пробы биокека представлен в табл. 6. Из результатов табл. 4 и 5 видно, что общая степень биоокисления сульфидной серы соста-

Таблица 5

Гранулометрический анализ пробы флотоконцентрата № 95

№	Класс крупности, мм	Выход классов крупности, %	Содержание в классе крупности, %			Распределение по классам крупности, %		
			Au, y/e	Ss	As	Au, y/e	Ss	As
1	+ 0,074	13,7	10,6	11,4	2,3	5,8	9,3	6,3
2	- 0,074	86,3	27,5	17,5	5,4	94,2	90,7	93,7
Итого:		100,0	25,2	16,7	5,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 6

Гранулометрический анализ пробы биоекеа № 95

№	Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание			Распределение, %		
			Au, у/е	Ss, %	As, %	Au	Ss	As
1	+ 0,074	8,3	3,7	0,85	0,30	1,2	11,3	3,0
2	- 0,074	91,7	28,6	0,60	0,88	98,8	88,7	97,0
Итого:		100,0	26,5	0,62	0,83	100,0	100,0	100,0

Таблица 7

Формы нахождения мышьяка в пробах флотоконцентрата и биоекеа

Класс крупности, мм	Содержание во флотоконцентрате, %			Содержание в биоекее, %			Степень окисления As _{ss} , %
	As _{общ}	As _S	As _O	As _{общ}	As _S	As _O	
+ 0,074	2,3	2,3	0,0	0,30	0,25	0,05	92,1
- 0,074	5,4	5,4	0,0	0,88	0,22	0,66	97,5
Общая проба	5,0	5,0	0,0	0,83	0,23	0,60	95,4

Таблица 8

Кинетика биоокисления пробы флотоконцентрата, полученного из руды месторождения Даугызтау

Время биоокисления, сутки	Eh, мВ	Концентрация в жидкой фазе, г/л				Содержание в твёрдой фазе, %	
		Fe ⁺³	Fe ⁺²	As ⁺⁵	As ⁺³	Ss	As
0	442	0,72	0,58	0,0	0,0	9,2	1,4
5,0	546	7,0	0,0	2,59	0,15	7,8	1,0
7,0	552	18,4	0,0	5,25	0,15	6,7	0,8
12,0	656	18,6	0,0	5,39	0,45	1,5	0,5
15,0	675	18,8	0,0	5,80	0,44	0,9	0,5
20,0	675	20,2	0,0	5,80	0,22	0,4	0,5
21,0	674	20,1	0,0	5,80	0,21	0,4	0,5

вила 96,7%.

Для класса + 0,074 мм степень биоокисления сульфидной серы составила 95,5%, а для класса – 0,074 мм – 96,4%.

В табл. 7 приведены результаты анализа форм нахождения мышьяка в пробе № 95 флотоконцентрата и полученного из неё биоекеа, а также рассчитанные значения степени окисления мышьяка в процессе биоокисления (с учётом выхода биоекеа 89%). Как видно из результатов табл. 7, при общей степени биоокисления сульфидного мышьяка 95,4%, степень его биоокисления в классе + 0,74 мм составила 92,1%, а в классе – 0,074 мм – 97,5%.

В целом, можно утверждать, что при биоокислении флотоконцентратов из руды месторождения Кокпатас, имеющих крупность 84-85% класса – 0,05 мм, достигаются хорошие результаты как по степени биоокисления сульфидной серы, так и по биоокислению мышьяка.

2. Состав и свойства флотоконцентрата. Что же касается пробы флотоконцентрата, полученного из

руды месторождения Даугызтау, то по химическому составу она существенно отличается от флотоконцентратов из руды месторождения Кокпатас: содержание сульфидной серы меньше в два раза, при содержании углистых веществ ($C_{орг}$) в восемь раз больше.

Ситовые характеристики проб аналогичны - более 80% флотоконцентрата приходится на класс – 0,05 мм. Биоокисление пробы флотоконцентрата, полученного из руды месторождения Даугызтау, также проводили в полупромышленных реакторах при аналогичных параметрах: температура 40-41°C, pH = 1,4-1,6 (первичный реактор), pH = 1,3-1,4 (вторичные реакторы), T:Ж = 1:4 и концентрация растворённого кислорода 2-4 мг/л. Кинетика биоокисления пробы флотоконцентрата, полученного из руды месторождения Даугызтау, представлена в табл. 8.

Как видно из результатов табл. 8, скорость биоокисления флотоконцентрата из руды месторождения Даугызтау намного ниже, чем скорость биоокисления флотоконцентрата из руды месторождения Кокпатас.

Скорость процесса, по всей видимости, зависит не столько от содержания сульфидной серы, сколько от форм нахождения золота во флотоконцентратах.

Если во флотоконцентрате из руды месторождения Кокпатас оно диспергировано в пирите и арсенопирите, то во флотоконцентрате из руды месторождения Даугызтау оно представлено золотом «двойной упорности» - диспергированного в сульфидных минералах, покрытых углистой оболочкой.

В табл. 9 приведены среднестатистические данные, показывающие влияние состава шихты руд, поступивших в переработку ГМЗ-3, на показатели биоокисления сульфидной серы. Как видно из результатов табл. 9, введение в переработку руды месторождения Даугызтау привело к заметному снижению степени биоокисления сульфидной серы в промышленных условиях.

Одно из направлений снижения остаточного содержания сульфидной серы в биоекее состоит в увеличении времени биоокисления.

В табл. 10 приведены данные по доокислению сульфидной серы.

Для доокисления сульфидной серы отбирали пульпу биоекеа из последнего промышленного реактора биоокисления и подвергали дополнительному биоокислению в лабораторных условиях, сохраняя параметры процесса неизменными.

Как видно из результатов табл. 10, увеличение времени биоокисления с 5 до 7 д (на 48 h) обеспечивает приемлемые показатели по остаточному содержанию сульфидной серы в биоекее.

Таблица 9

Влияние состава шихты руд на показатели биоокисления
(время биоокисления 5 суток)

Период работы (2010 г.)	Соотношение руд с месторождений, %		Содержание S _s , %		Степень биоокисления S _s , %
	Кокпатас	Даугызтау	исходное во флотоконцентрате	остаточное в биокеке	
Январь	100,0	0,0	13,6	1,7	87,4
Февраль	88,2	11,8	12,3	2,2	81,9
Март	100,0	0,0	15,0	3,5	76,7
Апрель	94,9	5,1	20,7	10,1	51,1
Май	58,5	41,5	24,0	7,6	68,2
Июнь	61,5	38,5	22,8	6,1	73,2
Июль	63,7	36,3	23,0	9,6	58,0
Август	61,8	38,2	22,2	6,9	68,9
Сентябрь	53,9	46,1	22,4	8,1	63,7
Октябрь	60,5	39,5	22,5	9,3	58,5
Ноябрь	56,6	43,4	22,3	5,4	75,9
Декабрь	67,0	33,0	21,5	5,8	73,0

Однако на практике это означает дополнительное строительство ещё двух реакторов к имеющимся шести в каждом модуле, или снижение производительности по флотоконцентрату.

Выводы.

1. Проведённые исследования и анализ работы

Список литературы:

1. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Беляевская Л.В. Теория гидрометаллургических процессов. – М.: Металлургия, 1975.
2. Полькин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1982.
3. Rawlings D.E., Jonson D.E. Biomining. – Verlag Berlin Heidelberg: Springer, 2007.
4. Адамов Э.В. Разработка научных основ биотехнологии чанового процесса бактериального выщелачивания сульфидных концентратов. – Автореферат докторской диссертации. – М.: МИСЦ, 1989.
5. Филиппова Н.А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки. – М.: Химия, 1975. – С.117-118.

УДК 622.7: 622.342 (575.1)

© Ахмедов Х., Ахатов Н.А., Хасанов А.С. 2011 г.

КРАТКИЙ ОБЗОР ПО ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНО-МЫШЬЯКОВЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

Ахмедов Х., зав. лаборатории обогащения руд благородных металлов ГП НИИМР, канд. тех. наук; **Ахатов Н.А.**, директор ГМЗ-3 НГМК; **Хасанов А.С.**, декан Алмалыкского горно-металлургического факультета НГПИ, докт. техн. наук, доцент

К категории упорных (труднообогащаемых) золотосодержащих руд и концентратов относятся такие, которые в нормальных условиях цианирования не обеспечивают достаточно высокое извлечение золота в товарную продукцию или же связанные с повышенными экономическими затратами на отдельные технологические операции (измельчение, цианирование, обезвоживание, осаждение золота из растворов и др.).

К упорным рудам относятся, в первую очередь, золотые и золото-серебряные руды Западного Узбекистана. Для переработки таких руд различными организациями предложен:

- двухстадиальный окислительный обжиг и цианирование огарков (ИРГИРЕДМЕТ);
- обжиг концентрата и плавка обожженного огарка на металлизированный штейн (ВНИИ-ЦВЕТМЕТ);

Таблица 10

Результаты по доокислению биокека

Остаточное содержание S _s в биокеке с промышленных реакторов, %	Время доокисления в лабораторных условиях, ч	Остаточное содержание S _s в биокеке после доокисления, %
4,21	48	0,73
5,40	48	1,62
6,45	48	0,86
6,36	32	2,76

участка ВЮХ на ГМЗ-3 позволяют сделать вывод о том, что при биоокислении флотоконцентрата, полученного из руды месторождения Кокпатас, имеющего крупность частиц 84-85% класса – 0,05 мм, достигаются хорошие результаты как по степени биоокисления сульфидной серы, так и по биоокислению мышьяка.

2. Введение в процесс совместного биоокисления флотоконцентрата той же крупности, полученного из руды месторождения Даугызтау, отрицательно сказалось на показателях биоокисления сульфидной серы.

- автоклавное разложение сульфидов и цианирование кеков (СибЦветметНИИПроект);

- обжиг концентрата содой и гидрометаллургическая переработка огарка (КазИМС);

- растворение золотосодержащих сульфидно-мышьяковых концентратов азотной кислотой и выщелачивание золота из кеков растворами тиомочевины либо сорбционное цианирование (ГП НИИМР);

- высокотемпературное хлорирование (ИРГИ-РЕДМЕТ, ЗабНИИ);

- окислительная плавка гранулированного концентрата на отвальный шлак и железный штейн, сократительная плавка первичного штейна, сернокислотное разложение вторичного штейна, плавка кека, сернокислотного выщелачивания на черновой золото-серебряный сплав («Гиналмаззолото»);

- азотнокислотное разложение сульфидно-мышьяковых концентратов с регенерацией азотной кислоты и цианирование кека (ГП НИИМР);

- биоокисление, как процесс вскрытия золотосодержащих сульфидно-мышьяковых концентратов, в последние годы широко применяется во многих странах мира и другие методы.

Факторы, определяющие «упорность» руд. Основными факторами, определяющими технологическую сложность или «упорность» золотосодержащего сырья, являются:

- наличие в рудах тонко- и дисперсно-вкрапленного золота в сульфидах, из которых оно практически не извлекается прямым цианированием;

- присутствие в исходном сырье теллуридов золота, медленно растворяющихся в цианидах;

- наличие на поверхности золотинок, пленок первичного или вторичного характера, ухудшающих контакт золота с цианистым раствором;

- присутствие в исходных рудах компонентов, играющих при цианировании роль восстановителей (поглотителей кислорода) или «цианисидов» (поглотителей цианида). К числу восстановителей могут быть отнесены минералы сурьмы – антимонит, мышьяка – реальгар и аурипигмент, железа – марказит, пирротин. Поглотителем цианида является медь в форме оксидов, сульфидов, карбонатов и сульфидов;

- наличие в рудах минералов, которые могут вызывать преждевременную сорбцию золота и свободного цианида из промышленных цианистых растворов. Наиболее сильным природным сорбентом золота является углистое вещество.

По характеру ассоциации золота с минеральными компонентами, являющемуся главным фактором, определяющим технологические свойства руд, по классификации ИРГИРЕДМЕТа выделяются четыре геолого-технологических типа:

При наличии золотосодержащих сульфидов последние извлекаются в коллективный флотационный концентрат (теллуриды золота, золотосодержащие сульфиды, свободное золото), который подвергается цианированию после обжига либо другого способа

вскрытия. Цианирование является основным методом переработки золотых руд. Применяется также для извлечения золота из хвостов и концентратов гравитационного обогащения, огарков, хвостов флотации и флотоконцентратов, промпродуктов флотации. Тонкодисперсное золото, заключенное в минералах, особенно в сульфидах и кварце, цианированием практически не извлекается. Наиболее часто осложнение цианистого процесса происходит из-за присутствия медных минералов, минералов сурьмы и мышьяка, легкоокисляемых сульфидов железа, графита. В последние годы, наряду с совершенствованием и развитием способов улучшения показателей цианирования (интенсификация выщелачивания, сорбционное цианирование с ионообменной смолой и активированным углем, кучное выщелачивание), проводятся исследования по разработке новых гидрометаллургических способов, основанных на применении менее токсичных растворителей.

Сорбционное цианирование с использованием активированных углей (процесс «уголь в пульпе») явилось значительным достижением в технологии переработки руд золота и серебра. Этот способ широко применяют в ряде стран с развитой золотодобывающей промышленностью. Технология способа хорошо отработана и подробно описана в литературе. Многолетний опыт работы более 30 фабрик показал преимущества технологии «уголь в пульпе» перед традиционной: исключены операции сгущения и фильтрования пульпы, сокращена длительность выщелачивания благородных металлов, повышено извлечение золота (особенно из руд и концентратов, содержащих сорбционно-активные углеродсодержащие вещества), резко повышено качество конечных для фабрик продуктов.

Современное состояние технологии переработки золотосодержащих концентратов. Углистые золото-мышьяковые концентраты относятся к особому типу упорного золотосодержащего сырья.

Технологическая упорность этих продуктов обусловлена тонкой вкрапленностью золота в сульфидах (главным образом в арсенопирите) и наличием значительного количества активного углерода с повышенной сорбционной способностью по отношению к золото-цианистому комплексу.

Основными методами переработки упорных концентратов являются окислительный обжиг и его разновидности, бактериальное выщелачивание, гидро-сульфатизация в растворе азотной кислоты, автоклавное выщелачивание. Все эти методы позволяют вскрыть упорное золото.

Затем для его перевода в товарный продукт применяется цианирование.

Окислительный обжиг. Основной целью окислительного обжига золотосодержащих сульфидных концентратов является вскрытие упорного золота, которое не извлекается в процессе непосредственного цианирования концентрата.

К категории упорного, в первую очередь, относится золото:

- находящееся в тесной ассоциации с сульфидами, сульфоарсенидами (в основном с пиритом и арсенопиритом);
- покрытое пленками оксидов железа и других соединений;
- тонковкрапленное в кварце.

Количество других форм упорного золота в рядовых сульфидных концентратах, как правило, незначительно и не оказывает существенного влияния на общий баланс металла.

Переработка золотосульфидных гравито- и флотоконцентратов может осуществляться цианированием после доизмельчения иногда до крупности 95% -0,044 mm. В случае упорных мышьяк содержащих концентратов необходимо вскрытие золота перед цианированием.

Пирометаллургические методы. Наиболее распространенным способом вскрытия сульфидных флотоконцентратов является окислительный обжиг, заключающийся в нагревании в окислительной атмосфере до температуры 400-500°C. Окислительный обжиг проводят так, чтобы получить огарок, физико-химические свойства которого обеспечивают наибольшее извлечение золота при последующем цианировании. При обжиге пирит окисляется до гематита Fe_2O_3 , арсенопирит – до магнетита $\gamma-Fe_2O_3$. Наиболее полное разложение сульфидов происходит при температуре 650-700°C. Выше 800°C начинается оплавление частиц и спекание огарка (за счет местных перегревов, сплавления пирротина-промежуточного продукта окисления пирита оксид-закиси железа Fe_3O_4).

Поскольку при обжиге арсенопирита возможно образование арсенатов железа, которые отрицательно влияют на цианирование, ИРГИРЕДМЕТом рекомендуется проводить обжиг в две стадии: с удалением в 1 стадии обжига основной массы мышьяка в виде As_2O_3 (при этом доступ воздуха ограничен) и во 2-ой стадии – серы. Для обжига используются печи кипящего слоя. К недостаткам обжига следует отнести необходимость извлечения золота из ядовитых мышьяк содержащих пылей, которые гранулируют и подвергают обжигу совместно с исходным концентратом. Для улавливания возгонов с трехоксидом мышьяка используют сложную систему очистки газов, включающую циклоны, электрофильтры, рукавные фильтры и другие аппараты.

В пыли циклонов и электрофильтров переходит до 16% золота. Нередко при обжиге компоненты обрабатываемой руды дают легкоплавкие смеси, которые плотным слоем покрывают частички золота, делая их недоступными действию цианистого раствора. Особенно ухудшаются показатели цианирования серебро содержащих концентратов.

Переработка сульфидных концентратов, богатых мышьяком, обжигом связана с загрязнением окружающей среды вредными оксидами серы и мышьяка.

В ИРГИРЕТМЕТ [1] для переработки углистых золото-мышьяковых концентратов рекомендуется двухстадиальный окислительный обжиг в печах «КС» с последующей гидрометаллургической обработкой огарков (цианирование).

Гидрометаллургическая схема включает промежуточную щелочную обработку кеков I-го цианирования для вскрытия золота, пассивированного в процессе обжига оксидами железа и мышьяк содержащими компонентами. Несмотря на достигнутые успехи в области переработки мышьяково-пиритных золотосодержащих концентратов по схеме «обжиг – цианирование», даже при обжиге в кипящем слое показатели извлечения золота на передовых зарубежных предприятиях нельзя признать удовлетворительным и содержание золота в отвальных хвостах на ряде фабрик составляет 8-9 g/t, а в некоторых случаях 14-17 g/t.

Главными продуктами обжига концентратов в печах «КС» являются огарок и пыли: циклонная, электрофильтров, кристаллизатора, рукавных фильтров. Основная масса золота (73-75%) при обжиге в «КС» концентрируется в огарке. Остальные 25-27% распределяются между пылями циклонов, электрофильтра, кристаллизатора и рукавного фильтра.

В последних двух аппаратах получают продукты с высоким содержанием мышьяка (30-60%). Количество золота, уловленного с пылями циклона и электрофильтра, составляет примерно 25% при содержании 50-75 g/t. Золото в пылях кристаллизатора и рукавных фильтров относится к потерям.

В работе, выполненной Н.А. Колесниковым [2] во ВНИИЦВЕТМЕТ, при изучении упорных мышьяково-углистых золотосодержащих руд месторождения Бакырчик установлен оптимальный режим окислительного обжига в печах «КС». При этом предусмотрена возможность ведения процесса обжига как в одну, так и в две стадии. С учетом возврата пыли циклонов и электрофильтров извлечение золота в огарок составило 97,3%, мышьяка в мышьяковый ангидрид – более – 60%. Окислительный обжиг обладает существенным недостатком.

С экономической и экологической точек зрения выброс в окружающую среду мышьяковых и сернистых газов недопустим. В настоящее время общепризнанной считается схема, включающая обжиг и цианирование либо плавку огарка. Извлечение золота из концентратов по этой технологии может составлять 80-96%.

Одним из вариантов переработки является сульфатизирующий обжиг концентрата, проводимый при ограниченном доступе воздуха, «гашение» огарка водой, смешивание его с крепкой серной кислотой, сульфатизация, выщелачивание спека, сушка остатка и нагревание его для сжигания выделившейся серы. Хотя этот вариант и более сложен, чем окислительный обжиг концентрата «намертво», большое его преимущество заключается в том, что он приводит к значительному (в 4-4,5 раза) сокращению веса получае-

мого продукта по сравнению с выходом огарка.

На сульфатизацию в печи «КС» должны поступать гранулы из смеси концентрата с крепкой серной кислотой (по аналогии с сульфатизацией пылей, применяющейся на Чимкентском свинцовом заводе).

Э.К. Галимжановым, В. В. Чесноковым и др. [3] установлено, что при взаимодействии пирита, арсенопирита с содой и углеродом в окислительной атмосфере мышьяк и сера практически полностью (на 97-99%) остаются в огарке, переходя в нелетучие водорастворимые соединения – арсенат натрия и сульфат натрия: железо при этом окисляется на 90-95% до Fe_2O_3 , на 5-10% до FeO и Fe_3O_4 .

При обжиге углистого золото-мышьякового концентрата с содой (100% от веса концентрата) при 700°C в течение 1 часа обеспечивается практически полное разложение основных золотосодержащих минералов без выделения токсичных соединений мышьяка и серы в газовую фазу. При последующем водном выщелачивании огарка мышьяк и сера переходят в раствор в виде арсената и сульфата натрия и выводятся из процесса. Полученный кек, выход которого составляет 70-72% от веса концентрата, содержит 0,3-0,5% мышьяка, 0,2-0,4% серы, 0,5-0,8% углерода и 93-100 г/т золота.

Для разрушения пленок оксидов железа, пассивирующих золото, вскрывшееся в процессе обжига, и снижения сорбционной активности остаточного углерода кек водного выщелачивания огарка подвергают гидрометаллургической подготовке к цианированию, заключающейся в обработке пульпы кека сернистым газом малых концентраций (1,5-2,5%). Полученный продукт практически не содержит компонентов, препятствующих цианированию, осуществляемому по стандартной технологии. Извлечение золота в цианистые растворы составляет при этом 95,5-96,5%.

Другим методом переработки концентратов является хлоридовозгонка. Этот процесс был предложен Б.Н. Лебедевым для комплексной переработки пиритных огарков, а затем и для некоторых промпродуктов обогатительных фабрик.

Исследованиями Ю.Г. Сажина [4] установлена возможность переработки золото-мышьяковых концентратов способом хлоридовозгонки с комплексным извлечением из них ценных составляющих.

В процессе хлоридовозгонки в оптимальных условиях улетучивание металлов из исследовавшихся концентратов достигало (%): 97,6-99,5 золота, 95,0-98,0 серебра, 94-96,5 меди, около 100 свинца, 82-90 цинка и из огарков 85-95 серы. Содержание золота в остатках хлоридовозгонки составило 1,4-2 г/т.

Процесс хлоридовозгонки весьма универсален, его можно использовать для извлечения золота из концентратов практически любого состава. Важное достоинство этого процесса – возможность комплексной переработки концентратов с извлечением из них не только золота и серебра, но и сопутствующих ценных металлов. К недостаткам хлоридовоз-

гонки следует отнести сложность аппаратного оформления высокотемпературного обжига и улавливания возгонов. По этой причине хлоридовозгонка пока не применяется в золотодобывающей промышленности.

В статье М.Н. Зырянова и др. [5] приведены результаты исследований в лабораторных и полупромышленных масштабах переработки упорных флотационных концентратов различных месторождений хлоридной электроплавкой.

При этом показана возможность достаточно полного извлечения золота (94-97%) и сопутствующих металлов серебра, меди и свинца (90-95%) в хлоридные возгоны небольшого объема (выход 5-7% от массы концентрата), которые эффективно могут быть переработаны на товарные металлы известными методами.

Одним из способов извлечения золота является плавка.

Р.А. Исаковой и др. [6] проведены исследования переработки мышьяк-содержащих золотых концентратов с применением вакуума. При вакуумтермической обработке таких концентратов (более 10 месторождений страны) независимо от исходного содержания 97-99% мышьяка в одну стадию переводится в возгоны, представляющие собой смесь металлических и сульфидных форм.

Наиболее удобным аппаратом для вакуумной обработки мышьяк-содержащих материалов оказался обогреваемый изнутри вертикальный виброконвейер. Полупромышленные испытания по выделению мышьяка из бакрычских и нежданинских флото- и гравико-концентратов, проведенные на вибровacuумной установке Хайдарканского ртутного комбината, показали, что при температуре 670-700°C, давлении 3,999-6,665 КПА мышьяк на 97-98% переходил в возгоны.

Сульфидный концентрат в инертной среде расплавлялся и заливался в блоки. Огарки подвергали циклонной плавке в смеси с медным концентратом.

Недостатком способа является сложность выполнения обжига в вакууме и малая производительность установки.

Значительное количество получаемых в настоящее время на золотоизвлекательных предприятиях сульфидных концентратов отправляют на пирометаллургические заводы, где золото извлекают попутно с цветными металлами основного производства. Как правило, таким способом перерабатывают золотосодержащие сульфидные концентраты, содержащие наряду с золотом медь, свинец или сурьму.

Способом пирометаллургической переработки коллективных золотосодержащих концентратов в принципе не отличаются от хорошо известных и подробно описанных в литературе способов извлечения благородных металлов при плавке медных, свинцовых и сурьмяных концентратов.

Бактериальное выщелачивание. Исследования по микробиологическому выщелачиванию трудно перерабатываемых мышьяк-содержащих упорных руд

и концентратов показали, что при оптимизации таких условий выщелачивания, как pH, температура пульпы, крупность исходного концентрата, концентрация кислорода и углекислого газа, питательные вещества и др., можно значительно увеличить скорость выщелачивания сульфидов. Чановый метод бактериального выщелачивания обладает рядом особенностей, которые отличают его от подземного и кучного. Выщелачивание осуществляется в чанах или пачуках с воздушным перемешиванием, поэтому скорость бактериального окисления в них должна быть значительно выше, чем при подземном и кучном выщелачивании. Выщелачивание проводится в плотных пульпах и применяется для концентратов, в которых содержание сульфидов значительно выше, чем в руде или отвальной породе.

В связи с особенностями чанового процесса эффективность его определяется рядом специфических факторов. В выщелачивающих растворах ионы различных элементов накапливаются в больших количествах. Например, содержание мышьяка достигает 8г/л, железа – 15 г/л и более. Такие высокие концентрации ионов особенно трехвалентного мышьяка, ингибируют жизнедеятельность бактерий, снижают ее активность. Получение производственной культуры микроорганизмов, устойчивой к присутствию этих элементов и активной в окислении сульфидов, возможно путем адаптации ко всему комплексу физико-химических и химических факторов, определяющих условия выщелачивания конкретного продукта. Только применение адаптированной культуры позволяет значительно повысить скорость выщелачивания.

Скорость выщелачивания зависит от многих факторов: концентрации реагентов, температуры, скорости перемешивания, поверхности твердой фазы и других. Как правило, она непрерывно изменяется в ходе процесса.

В отличие от химических и пирометаллургических методов при бактериальном выщелачивании необходимо выводить мышьяк из процесса, чтобы предотвратить депрессию жизнедеятельности бактерий. В ходе выщелачивания необходимо поддерживать температуру 40°C в пределах 20-40°C, pH=1, 2, 5 (с помощью серной кислоты). Рабочие бактериальные растворы приготавливаются в специальных емкостях – ферментерах. Для реализации схем бактериального выщелачивания необходима аппаратура из нержавеющей стали. Длительность процесса - 75-120 h. Процесс убыстряется, если проводить его в условиях непрерывного культивирования бактерий.

Очистка растворов после выщелачивания от мышьяка производится известью. После доукрепления растворов серной кислотой их можно использовать в обороте.

Схемы переработки концентратов включают непосредственно бактериальное выщелачивание, очистку бактериальных растворов после выщелачивания с использованием их в обороте и цианирование остатков выщелачивания. Условия выщелачивания следующие: T:Ж=1:5, крупность концентратов 90-95%

класса – 0,074 mm, температура 28-35°C, pH пульпы 2,2-1,7.

Регенерация отработанных бактериальных растворов проводится нейтрализацией их известковым молоком до pH=2,8-3,2. Концентрация клеток обычно составляет 106-109 ml.

Степень окисления арсенопирита после 60-120 h выщелачивания достигает 80-90%. Извлечение золота цианированием остатков бактериального выщелачивания достигает 85-91%.

Золото-мышьяковые углистые концентраты отличаются особой упорностью. Золото в них связано с арсенопиритом, присутствующие в концентрате углистые сланцы обладают высокой сорбционной активностью по отношению к золото-цианистому комплексу. Схема переработки этих концентратов предусматривает предварительное удаление части углистых сланцев флотацией, бактериальное выщелачивание хвостов флотации и цианирование остатков выщелачивания. При выщелачивании в течение 70 h содержание мышьяка в концентрате снижается с 6,6% до 1,0-1,2% при степени окисления сульфидного мышьяка 93-95%. После сорбционного цианирования остатков выщелачивания извлечение золота составило 92% от операции, тогда как цианирование исходных концентратов без выщелачивания позволяет извлечь только 5-10% золота. Получаемый флотацией углистый концентрат содержит до 20 g/t золота и до 1% мышьяка и может перерабатываться, например, плавкой при подшихтовке к другим концентратам цветных металлов.

Полученные результаты лабораторных исследований подтверждены испытаниями технологии бактериального выщелачивания на укрупненной установке для проведения чанового процесса в непрерывном режиме с регенерацией и использованием оборотных бактериальных растворов. Показана целесообразность ведения процесса бактериального выщелачивания в одну стадию и возможность выщелачивания концентратов без предварительного выделения из них углистых веществ, в случае наличия последних. Проведенные предварительные технико-экономические расчеты показали высокую эффективность и экономичность применения бактериального выщелачивания для вскрытия тонковкрапленного золота из сульфидных минералов перед их цианированием. Применение бактериальных методов при переработке мышьяксодержащих концентратов исключает загрязнение атмосферы токсичными газами, содержащими серу и мышьяк.

Гидрометаллургические методы. В ГП ИМР исследуется метод гидросульфатизации с использованием в качестве окислителя азотной кислоты, являющейся наиболее эффективным реагентом для вскрытия тонковкрапленного золота в сульфидах. Сульфиды железа, цветных металлов и сульфоарсениды мышьяка окисляются до сульфатов и переходят в раствор (за исключением нерастворимого сульфата свинца). Мышьяк присутствует в растворе в виде ортомышьяковой кислоты.

Помимо этого, в растворе присутствуют остаточная азотная кислота и серная кислота, образовавшаяся в результате реакций окисления сульфидов. Нерастворимый остаток – кек гидросульфатизации – состоит в основном из силикатов и других нерастворимых компонентов исходного концентрата. В кек концентрируются золото, серебро, свинец, сурьма. При этом исключается выделение вредных веществ, загрязняющих окружающую среду. Нитрозные газы, выделяющиеся в процессе реакции сульфидов с азотной кислотой, легко регенерируются в азотную кислоту, которая и возвращается в голову процесса. Наряду с этим создается возможность комплексного использования исследуемого концентрата. Попутно можно извлекать серную кислоту, сульфат железа, цветные металлы и выделять мышьяк в виде труднорастворимого соединения арсената железа.

Обработка концентрата осуществляется в реакторе при постоянном барботировании кислорода (воздуха) через пульпу при Т:Ж=1:7. Концентрация азотной кислоты в исходной пульпе должна составлять 400-500 г/л, продолжительность выщелачивания – 2 h, температура пульпы – 75-80°C. Для ускорения процесса вначале пульпу необходимо подог-

ревать, далее в результате экзотермической реакции выделяется достаточное количество тепла и подогрев необязателен. Выход кек в зависимости от состава концентрата варьирует в пределах 15-35% от исходного концентрата.

Соответственно содержание золота и серебра в кек по сравнению с исходным концентратом увеличивается в 3-7 раз. Расход кислоты с учетом регенерации из отходящих нитрозных газов и из кислотного маточника составляет 900-1100 kg/t. Для полного осаждения серебра перед фильтрацией кислой пульпы необходимо загружать хлористый натрий в количестве, соответствующем содержанию серебра в концентрате.

Для извлечения благородных металлов из кеков гидросульфатизации можно применять цианирование, тиокарбамидное выщелачивание, либо плавку совместно со свинцовым концентратом или с медным штейном. Извлечение благородных металлов в кек гидросульфатизации обычно составляет 98,0-99,5%, в цианистый раствор – 95-96% при плавке 98-98,5%.

Существуют другие методы вскрытия золотосодержащих сульфидно-мышьяковых концентратов.

Список литературы:

1. Лодейщиков В.В. Поведение благородных металлов при обжиге пиритных концентратов. Автореферат канд. дисс. Иркутск., 1960, 23с.
2. Колесников Н.А. Разработка способа окислительного обжига в КС мышьяково-углистых золотосодержащих сульфидных концентратов. Р.Д. Института металлургии и обогащения АН Каз ССР, Алма-Ата., 1970.
3. Галимжанов Э.К., Чесноков В.В. и др. Окислительно-восстановительный обжиг пирит-арсенопиритовых углистых золотосодержащих концентратов с содой. Труды КазПИ. В кн., Металлургия, обогащение и металловедение, Алма-Ата., 1979, с.94-101.
4. Лебедев Б.Н., Сажин Ю.Г. Хлоридовозгонка – один из способов комплексной переработки золотомышьяковых концентратов. В кн. Комплексная переработка полиметаллического сырья. Алма-Ата., КазПИ, 1965, с.309-315.
5. Зырянов М.Н., Губайдулина А.В. и др. Хлоридная металлургия в решении проблемы комплексной переработки упорных золотосодержащих концентратов. Тез. докл. к Всесоюзной конференции «Основные направления и меры по ускорению научно-технического процесса в золото и алмазодобывающей промышленности на период до 2000г». Часть II. М., 1985, с.42.
6. Челохасев Л.С., Тарасенко Б.З., Исакова Р.А. «Комплексное использование минерального сырья», 1983, №4, с.59-61.

УДК 622.7: 622.342 (575.1)

© Мусаев А.М., Мирзаев А.У., Гончаров С.И., Мусаев Р.А. 2011 г.

К ПРОБЛЕМЕ ПРИВЛЕЧЕНИЯ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ РУД ТЕБИНБУЛАКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Мусаев А.М., доцент геологического факультета Национального Университета Узбекистана, канд. геол.-мин. наук; **Мирзаев А.У.**, зам. директора по науке НПП «Геология драгоценных металлов и урана» НГМК, канд. геол.-мин. наук; **Гончаров С.И.**, металлург ЦРМЗ ОАО «АГМК»; **Мусаев Р.А.**, доцент Казахско-Британского технического университета, канд. геол.-мин. наук

Ведущими отраслями промышленности Республики Узбекистан являются горно-металлургическая, машиностроительная и нефтехимическая. Производство в указанных отраслях базируется на широком применении высокопрочных, износостойких, коррозионностойких сталей и легированных чугу-

нов. Создание устойчивой минерально-сырьевой базы сталелитейной промышленности на основе детального изучения местных полезных ископаемых, оценка технологических характеристик изученных видов минерального сырья и обоснование наличия в республике импортзамещающих их раз-

новидностей в производстве черных металлов является злободневной проблемой геологов и металлургов республики. Она требует исследования генетических типов, вещественный состав, морфологию и степень обогатимости железных руд, главных железорудных месторождений Узбекистана. Одним из таких месторождений является Тебинбулакское месторождение титаномагнетитовых руд.

В данной работе рассмотрена возможность использования титаномагнетитовых концентратов указанного месторождения для выплавки чугунов самолегирующихся за счет имеющихся в составе руд примесей титана, ванадия, хрома и марганца (табл. 1, рис. 1).

Составы массивных и вкрапленных руд Тебинбулакского интрузива были изучены рентгеноспектральным анализом на микрозонде Jeol, JXA 8800R в ИГГ АН РУз. Это показало, что главными рудообразующими минералами этих руд являются титаномагнетиты, содержащие в своем составе включения ильменита, герцинита и сфена (титанита), развитых среди породообразующих диопсида и анортита. Для титаномагнетитов, составляющих 80-95% сплошных руд, характерны тонкие пластинчатые вроски ильменита (3-5) и гематита (5). Оба они развиваются вдоль спайности магнетита, образуя решетчатую структуру твердого раствора. Местами ильменит замещен лейкоксомом, количество которого иногда доходит до 10%. Кроме того, в составе титаномагнетита наблюдаются единичные включения шпинели. По характеру распределения титаномагнетита выделяются вкрапленные, густовкрапленные и сплошные руды. Акцессорный апатит среди рудоносных зон становится ксеноморфным, часто округлым, в значительно укрупненном виде. В составе титаномагнетитов постоянно присутствуют примеси окислов хрома, марганца, ванадия, в небольших количествах встречаются иногда цинк, медь и кобальт. Содержание ванадия и хрома в составе титаномагнетита почти в два раза больше, чем в ильмените, включенном в титаномагнетит, а окись марганца, наоборот, концентрируется во вросках ильменита, имея прямую корреляцию с окисью титана.

Разработана простая технология обогащения титаномагнетитовых руд Тебинбулакского месторождения, которая заключается в дроблении руды до грансостава 200 меш. и промывке его на концентрационном столе с последующей магнитной сепарацией тяжелой фракции. Изучены особенности химического состава титаномагнетитового концентрата и основных минералов, слагающих массивные и вкрапленные титаномагнетитовые руды.

В связи с предстоящим переходом Узбекского металлургического комбината (г. Бекабад) к выплавке стали из местных сырьевых материалов, потребность республики в железной руде и ферросплавах возрастет во много раз.

Ежегодно только Алмалыкский горно-металлургический комбинат (АГМК) завозит из-за рубежа более 3000 t легированных сталей и около 1000 t различных ферросплавов. Основную часть своих потребностей в мелющих телах, представляющих изделия из зеркальных чугунов марганцевистых и хромистых сталей Навоийский горно-металлургический комбинат (НГМК) удовлетворяет за счет импорта. В такой ситуации оценка сырьевых ресурсов Республики Узбекистан в качестве шихтовых материалов, применяемых для выплавки черных металлов, и определение их соответствия требованиям металлургической промышленности приобретает актуальное значение. До настоящего времени такая оценка не произведена, хотя накоплена огромная информация по типам месторождений их географии, качественного состава рудно-минерального сырья, поэтому целью данной статьи является на примере титаномагнетитовых руд Тебинбулакского интрузива (ККАР) показать возможность выплавки из них черных металлов. Выбор этого объекта объясняется благоприятным составом руд данного месторождения. В Тебинбулакском месторождении руда представлена титаномагнетитом. Магнетитовый концентрат при восстановлении превращается в металлическое железо с разной степенью науглероживания от углеродистой стали до чугуна, служащей основой для производства различных марок конструкционных сталей. Специфические свойства состава магнетитовых руд содержащих в среднем до 5,5% - TiO_2 , 0,25% - Cr_2O_3 , 0,7% - V_2O_5 , 0,35% - MnO определяют их высокое качество. Часть этих окислов при восстановлении может перейти в состав выплавляемого металлического железа и в качестве лигандов будут придавать получаемой стали лучшие физико-механические свойства. Определение пределов вхождения в состав производимых сталей указанных элементов, их селекция по необходимости, придание стали определенных свойств, регулирование количественных соотношений легирующих элементов является задачей металлургов, поэтому такие вопросы в работе рассматриваться не будут. Здесь лишь укажем, какие физические свойства могут придать примесные окислы, характерные для Тебинбулакского интрузива. Окись титана при выплавке стали должна играть роль легирующего компонента. Его совместное восстановление с железом не исключает возможности перехода титана в состав выплавляемой стали. В этом случае обеспечивается самолегирование титаном стали, получаемой из Тебинбулакских титаномагнетитовых руд. Такую возможность самолегирования можно допустить и в отношении окислов ванадия, марганца и хрома, содержащихся в Тебинбулакских рудах. Обычно легирование сталей производится использованием ферросплавов ванадия, марганца, хрома, окислы которых представляют характерные примеси изучаемых руд, ес-

ли будет установлен факт превращения этих окислов в ферросплавы в процессе плавки руд Тебинбулака, себестоимость производимой стали резко понизится, т.к. придется полностью или частично отказаться от дорогостоящего технического сырья – ферросплавов указанных легирующих элементов.

По данным М.А. Рысс [1] «Ферротитан» применяют при производстве стали для раскисления и дегазации ее и как легирующий элемент, а также для изготовления электросварочных электродов. При производстве нержавеющей и жаростойкой стали титан связывает углерод в карбид титана, что улучшает свариваемость и сопротивление стали коррозии». Стали, содержащие титан, обладают высокими механическими свойствами.

По масштабам использования в качестве легирующих элементов в производстве сталей хром занимает второе место после кремния. Он, хотя несколько снижает пластичность стали, но при этом повышает ее твердость и прочность. В сочетании с кремнием хром способствует повышению жаростойкости, а с углеродом – коррозионностойкости стали. При высоком содержании углерода хром повышает сопротивление истиранию и износу. Хромистые стали обладают значительной твердостью и широко используются в изготовлении подшипников. В настоящее время хромом легируют и чугуны. Сплавы хрома и никеля обладают высоким электрическим сопротивлением, поэтому применяются в качестве электронагревателей в печах сопротивления.

Марганец является одним из наиболее широко применяемых легирующих элементов. Для нужд легирования используются 0,8-0,9% марганца от массы выплавляемой стали. Марганец как легирующая добавка делает структуру стали более мелкозернистой, повышает прокаливаемость, твердость, предел прочности и текучести.

Марганцовистые стали применяются для изготовления рабочих частей землеройных машин, дробильно-помольного оборудования, трамвайных стрелок и т.п. Аналогичные с марганцем свойства придают стали ввод в ее состав ванадия. Из ванадиевых сплавов получают конструкционные и специальные сорта сталей. Наличие в составе всех перечисленных и других легирующих элементов в составе Тебинбулакских титаномагнетитовых руд

указывает на их высокое качество в деле выплавки из них чугунов и сталей.

Описываемые титаномагнетитовые руды приурочены к Тебинбулакскому интрузиву хребта Султан-Увайс, расположенного в крайней юго-западной части Кызылкумов. Район административно входит в состав Каракалпакской автономной республики. Он характеризуется исключительно широким проявлением глубокометаморфизованных пород протерозоя и тем, что там обнажается самая западная часть полосы основных и ультраосновных пород Южного Тянь-Шаня, протягивающейся от Алайского хребта на востоке.

Титаномагнетитовое оруденение установлено в северо-западной части хребта Султанувайс, в пределах горы Ащыны-тау, в строении Тебинбулакского интрузива, сложенного перидотит-пироксенит-габбровым комплексом, хорошо сопоставимым с дунит-пироксенит-габбровыми интрузиями Уральского платиноносного пояса [2-4].

Интрузив размещается в ядре синклинальной складки среди кремнистых сланцев зеленокаменной стадии метаморфизма, переслаивающихся с прослоями песчаников, алевролитов. Они окружают интрузив полукольцом с запада, юга и с востока, на севере интрузив уходит под золотые пески Кызылкумов. Размер интрузива 4,5 x 1,6 км имеет эллипсообразную форму, вытянутую в меридиональном направлении. В приконтактных частях интрузива развиты продукты контактового метаморфизма, представленные плагиоклаз слюдистыми роговиками и мраморизованными, скарнированными известняками. В этих же частях среди серицит-кварцевых сланцев появляется гранат, рутил, турмалин и апатит. В южной и восточной частях массива основные породы прорваны более поздними габбро-сиенитами джамансайского комплекса. Здесь в контактовом ореоле развиты двуслюдяные роговики, гранат-пироксен-воластонитовые скарны и родиниты.

По петрохимическим особенностям составы пород Тебинбулакского интрузива, имеющие повышенную железистость, свидетельствуют о том, что из первичной габбровой магмы, обогащенной железом, в результате дифференциации формировались ультраосновные и основные породы с вкрапленностью титаномагнетита в промышленных концентрациях [4].

Рудоносные зоны в пределах Тебинбулакского интрузива ультраосновных пород имеют субмеридиональное направление и протяженность около 2,5 км. Ширина зоны изменчива и достигает 100-300 м, прослеживается вдоль

Таблица 1

Химический состав руд Тебинбулакского интрузива

Тип руды	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	TiO ₂	Cr ₂ O ₃	MnO	Fe ₂ O ₃ *	V ₂ O ₅	BaO
Массивная	3,06	4,69	3,68	0,87	5,72	0,30	0,44	80,33	0,72	0,21
Массивная	2,67	6,96	4,74	1,26	5,75	0,06	0,48	76,97	0,88	0,23
Массивная	3,26	8,00	8,86	2,97	5,24	0,22	0,29	70,52	0,64	0,00
Массивная	8,59	10,16	11,34	2,93	5,28	0,23	0,23	60,53	0,71	0,00

западного эндоконтакта интрузива. Микроскопическим исследованием установлено, что титаномагнетитовые руды месторождения образуют вкрапленные, густовкрапленные и массивные (сплошные) типы, приуроченные к пироксенитам, горнблендитам и габбро. По вещественному составу руды малотитанистые, их массивные разности состоят на 80-95% из Ti-содержащего магнетита с тонкими пластинчатыми вростками ильменита и герцинита.

Содержание ильменита зависит от среды нахождения и колеблется в пределах 5-20%. В некоторых мелкозернистых разностях горнблендитов содержание ильменита возрастает. В целом, содержание рудных минералов постепенно нарастает в ряду - пироксенит, горнблендит, габбро, достигая максимума в габбро, имеющих густую вкрапленность титаномагнетита.

Такая закономерность устанавливается только микроскопически. В природных условиях, из-за постепенного перехода рудоносных пород друг в друга, это явление трудно замечается. Размеры зерен титаномагнетита во вкрапленных рудах небольшие, не превышают 2 мм. В густовкрапленных рудах встречаются гнездообразные участки сплошных руд, состоящие из зерен титаномагнетита размером до 5 мм. Такие руды приурочены к крупнозернистым горнблендитам пегматоидного строения, возникшие под воздействием габбровой магмы. Выделения титаномагнетита вместе с мелкозернистыми агрегатами пироксена образуют «струи» и жилы. Жилообразные залежи имеют мощность от 0,2 м до 2,0 м, но чаще встречаются прожилки шириной не более нескольких сантиметров, постепенно переходящие в густовкрапленные типы.

Составы титаномагнетитовых руд Тебинбулакского месторождения определялись рентгеноспектральным методом на приборе ED-2000, Аналитик Мухамеджанова Д.В. (табл. 1).

На основании приведенных данных можно отметить, что титаномагнетитовое оруденение в Тебинбулакском интрузиве генетически связано с породами ультраосновного и основного состава, т.е. пироксенитами, горнблендитами и габбро.

Пироксениты возникли за счет кристаллизационной дифференциации габбровой магмы в результате отсадки, главным образом, моноклинного пироксена. Наличие среди пироксенитов оливин и энстатит содержащих участков, отмеченных ранее, [3] указывает, что процесс кристаллизации начинался с выделения ассоциации минералов, соответствующих перидотитам, с кларковыми и, несколько выше кларка, содержаниями титана.

Оруденение в них проявлено в виде акцессорного титаномагнетита. В пироксенитах, кроме акцессорного титаномагнетита, основная масса титана сконцентрирована в составе авгита. Концентрированное выделение титаномагнетита как продукта позднематматической (фузивной) кристаллизации синхронно с формированием горнблендитов. Наи-

более богатые титаномагнетитом горнблендиты были названы Я.С. Висьневским Тебинитами. Более поздние исследования показали, что наибольшая концентрация (промышленная) титаномагнетитов связана с выходами габброидов постепенно переходящих в горнблендиты.

По результатам петрографических и рентгеноспектральных (микронных) исследований можно прийти к заключению, что продолжительность формирования титаномагнетитового оруденения в Тебинбулакском интрузиве сопряжена с периодом образования всех главных типов пород.

В период формирования перидотитов оруденение представляло акцессорные минералы, состоящие из шпинели и титаносодержащих магнезиоферритов.

В пироксенитах, возникших после перидотитов, эти акцессории, как и сами перидотитовые парагенезисы, стали неустойчивыми. При этом основная часть титана и железа рассеивалась в структуре титанавгита.

Формирование горнблендитов, сопровождавшееся повышением интенсивности аутометасоматических процессов, вызывало серпентинизацию всех ранее образовавшихся пород.

Это привело к интенсивному выщелачиванию железа и титана из пироксенитов и переотложению их в более концентрированном виде в горнблендитах, кристаллизовавшихся наряду с роговообманковыми габбро. С последними связано фузивное выделение титаномагнетита, образующего сидеронитовую структуру.

Тебинбулакское титаномагнетитовое месторождение расположено в Караузьякском районе Республики Каракалпакстан в 80 км юго-восточнее г. Нукус в 10-15 км севернее ст. Каратау железнодорожной линии Нукус-Каратау-Турткуль. Оно открыто в 1937 г. Я.С. Висьневским, в дальнейшем детально изучено В.В. Барановым и К.М. Кромской (1966-1970 гг.), установившими его промышленное значение и отнесенное к Качканарскому типу (Южный Урал). Оруденение приурочено к западному эндоконтакту Тебинбулакского интрузива, сложенного пироксенитами, горнблендитами и габбро. Вкрапленные, густовкрапленные и сплошные руды месторождения состоят из титаномагнетита с тонкими вростками ильменита.

Зона оруденения протягивается вдоль контакта на более 2500 м и имеет ширину от 100 до 300 м. Прогнозные запасы по категории Р1 составляет 1 млрд. т руды.

С целью получения опытного образца металлического сплава магнетитовый концентрат, сепарированный с помощью обычного магнита, был подвергнут восстановительной плавке в электродуговой печи ЦРМЗ Алмалыкского металлургического комбината металлургом С.И. Гончаровым по им же разработанной технологии. Параметры проведенных опытов следующие:

Эл.дуговая печь ЭП-1 участка УПФ ЦРМЗ АГМК. Химический состав руды: CaO -0,58. SiO_2 -11,12. TiO_2 – 5,28. V_2O_5 -0,35. Cr_2O_3 -0,30. P -0,031. Fe_2O_3 -63,03. Анализ выполнен в ЦХТЛ АГМК.

Плавка 33. Эл.дуговая печь ЭП-1. Тигель графитовый, $V_T=2,0$ kg. По сухой шихте. Д электрода – 50 mm. $J=300$ -300 а, U -28 в. Время плавки -6 мин. Материальный баланс:

Задано	в г.	в %	Получено	в г.	в %
1. Т.м. руда	500	50	1. Сплав	200	20
2. Изв. ком. с сод. CaO -65%	250	25	2. Шлак	450	45
3. Неф. коксик с сод. C =70%	200	20	3. Газо-пылевыделения	350	35
4. Флюорит CaF_2 =30%	50	5			
ИТОГО	1000	100		1000	100

Примечание: Химический анализ сплава: C -6,35%, Si -1,85%, P -0,038%, Ti -0,23%, V -0,43%, Cr -0,2 %, остальное Fe . Химический состав шлака плавки 33. SiO_2 -21,14%. TiO_2 – 4,62%. V_2O_5 -0,19%. Cr_2O_3 -0,60%. P -0,02%. Fe_2O_3 -63,03%.

Плавка 34. $J=300$ -300 а, U -28 в. Время плавки -15 мин. Материальный баланс:

Задано	в г.	в %	Получено	в г.	в %
1. Т.м. руда	500	50	1. Сплав	270	27
2. Изв. ком. с сод. CaO -65%	250	25	2. Шлак	430	43
3. Неф. коксик с сод. C =70%	200	20	3. Газо-пылевыделения	300	30
4. Флюорит CaF_2 =30%	50	5			
ИТОГО	1000	100		1000	100

Примечание: Химический состав сплава: C -5,67%, Si -0,95%, P -0,044%, Ti -30,90%, V -0,58%, Cr -0,21%, остальное Fe .

Плавка 35. $J=300$ -300 а, U -28 в. Время плавки -15 мин. Материальный баланс:

Задано	в г.	в %	Получено	в г.	в %
1. Т.м. руда	500	45	1. Сплав	260	23,64
2. Мп кон-т с сод. Мп 45%	100	9	2. Шлак	500	55,0
3. Изв. ком. с сод. CaO -65%	250	22,73	3. Газо-пылевыделения	340	30,90
3. Неф. коксик с сод. C =70%	200	18,28			
4. Флюорит CaF_2 =30%	50	5			
ИТОГО	1100	100		1000	100



Рис. 1. Опытные образцы металлов, полученные из местных материалов

Примечание: Химический состав сплава: C -6,30 %, Mn - 11,01 %, Si -0,78 %, P -0,046. Ti -0,44 %, V -0,29 %, Cr -0,31 %, остальное Fe .

Из приведенных данных видно влияние термического режима плавки на усвояемость легирующих чугуна компонентов руды. Так, при увеличении времени плавки с 6 до 15 минут (плавках 33 и 34) содержание титана в составе полученного сплава резко возрастает с 0,23% до 30,90%, ванадия и хрома несколько возрастает, углерод и кремний заметно улетучиваются. Фосфор ведет себя индифферентно, поэтому за счет изменения содержания других легирующих элементов незначительно возрастает. При введении в состав шихты концентрата руды с содержанием 45% Mn в состав чугуна переходит 11,01% марганца, подтверждается получение очень плотного зеркального чугуна с высокими физико-механическими свойствами. Небольшое улетучивание кремния продолжается, а содержание всех остальных легирующих элементов руды в сплаве заметно повышается. Некоторые образцы полученных опытным путем ферросплавов и сплавов железных руд различных месторождений показаны на рис. 1. В первой колонке сверху - феррохром, полученный из гематитовой руды месторождения Гузаксай, внизу-металлизированный концентрат гематитовой руды, восстановленный водородом в термической печи УзКТЖМ Fe -98%; во второй колонке сверху-чугун из титаномагнетитовых руд Тебинбулака, внизу-ферротитан из ильменитовой руды месторождения Урикли; в третьей колонке-обломки сплава зеркального чугуна из титаномагнетитовых руд Тебинбулака легированный марганцевым рудным концентратом месторождения Коксай; четвертая колонка- P -37- чугун из гематитовой руды Гузаксай, внизу P -33- чугун из титаномагнетитовой руды Тебинбулака; последняя колонка сверху P 34 - чугун (углеродистая сталь) из титаномагнетитовой руды Тебинбулака, внизу-образец ферромарганца марки М-65, впервые выплавленный в республике (1999 г.) из руд месторождения Коксай.

Таким образом, можно сделать заключение, что титаномагнетитовые руды месторождения Тебинбулак являются прекрасным сырьевым материалом для получения чугунов различных марок и различного назначения.

Дальнейшим переделом этих чугунов конверторным способом можно добиться производства высокосортных сталей. Этому будет способствовать наличие в составе руд Тебинбулакского месторождения примесей легирующих компонентов, представленных минеральными соединениями титана, ванадия, хрома, марганца и др. улучшающих физико-механические свойства по-

лучаемых сталей и чугунов. Простая технология обогащения титаномагнетитовых руд данного месторождения, близость его к станции Каратау железнодорожной линии Нукус - Турткуль (12-14 km.), возможность добычи сырья открытым способом делает руды этого месторождения весьма перспективными для привлечения к производству черных металлов.

Список литературы

1. Рысс М.А. Производство ферросплавов. Изд. "Металлургия", Москва, 1968. 392с.
2. Баранов В.В., Кромская К.М., Висьневский Я.С. Габброидные комплексы западной части Южного Тянь-Шаня и их минерализация. //«Фан» Ташкент 1978. 167с.
3. Висьневский Я.С. Петрография основных и ультраосновных пород Султануздага. Ташкент, Изд-во УзФАН АН СССР, 1940, 108с.
4. Висьневский Я.С., Баранов В.В. Тебинбулакский габбро-пироксенитовый комплекс и его рудоносность. //Вопросы металлогении Узбекистана. Труды геологоразведочного факультета ТашПИ за 1972., вып.108, Ташкент 1973.

УДК 622.268.4:622.235

© Тошев О.Э., Мирзаева Ф.Ж., Каюмова О.А. 2011 г.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ РАСТВОРОВ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ НА МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД ДЛЯ ОСЛАБЛЕНИЯ ИХ ПРОЧНОСТИ

Тошев О.Э., старший преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ; **Мирзаева Ф.Ж.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; **Каюмова О.А.**, магистрантка НГГИ

Физико-химическое ослабление прочности массива горных пород - процесс, при котором массив изменяет свои свойства в сторону снижения показателя прочности при воздействии водных растворов (ПАВ) и электролитов за счет физико-химических превращений взаимодействующих фаз в горных породах.

ПАВ это вещества с асимметрической молекулярной структурой, молекулы которых содержат одну или несколько гидрофильных групп и один или несколько гидрофобных радикалов. Такая структура, называемая дифильной, обуславливает поверхностную (адсорбционную) активность ПАВ, т.е. их способность концентрироваться на межфазных поверхностях раздела фаз (адсорбироваться), изменяя их свойства. Эффект Ребиндера заключается в том, что при физико-химическом взаимодействии растворов ПАВ с поверхностью горной породы наблюдается снижение их прочностных свойств за счет адсорбции ПАВ на поверхности развивающихся микротрещин. Наибольший адсорбционный эффект наблюдался в том случае, когда возникающие в процессе разрушения новые поверхности успевали покрываться адсорбционными слоями. Процессы адсорбции из растворов ПАВ на границе твердое (адсорбент) - жидкость обуславливаются интенсивностью молекулярных силовых полей твердой и жидкой фаз на границе раздела. Различие в интенсивности силовых полей, т.е. разность полярностей двух фаз (растворителя и адсорбента), является причиной возникновения свободной энергии σ на границе, разделяющей эти фазы. Чем

больше разность полярностей, а, следовательно, и величина σ , тем сильнее выражена тенденция к ее уменьшению.

Для твердых адсорбентов адсорбция имеет место на всей поверхности капилляров, трещин, пор, обычно превышающей во много раз величину видимой внешней поверхности. Процесс изменения концентрации в поверхностном слое, обусловленный молекулярными вандерваальсовыми силами, называется физической адсорбцией.

В том случае, когда происходит образование поверхностного соединения в результате действия химических сил, процесс носит название хемосорбции.

Исследованиями установлено, что при уменьшении свободной поверхностной энергии в процессе адсорбции выделяется теплота адсорбции. Также установлено, что при хемосорбции выделяется значительно большее количество тепла, чем в процессе физической адсорбции.

Адсорбция на поверхности раздела жидкость-твердое тело описывается известным уравнением Гиббса:

$$\Gamma = \frac{a}{RT} \left(- \frac{\partial \sigma}{\partial a} \right)_m, \text{ mol/cm}^2, \quad (1)$$

где Γ – избыток вещества в мол на 1 м² поверхности раздела;

a – активность растворенного вещества в растворе; для разбавленных растворов можно принять a равна концентрации c ;

R - газовая постоянная, равная $8,31 \cdot 10^7$ erg/mol-gon ($8,31 \cdot 10^3$ J/kmol-gon);

T - абсолютная температура, град.

Это фундаментальное уравнение, являясь приложением второго начала термодинамики к поверхностям раздела фаз, дает количественное выражение для распределения растворенного вещества между объемом и поверхностным слоем в результате самопроизвольных процессов, приводящих к уменьшению свободной поверхностной энергии.

Для ПАВ $\left(-\frac{\partial \sigma}{\partial a}\right) < 0$, следовательно, $\Gamma > 0$, т.е. адсорбция положительна. Величина производной, взятая с отрицательным знаком, называется поверхностной активностью (q)

$$q = -\frac{\partial \sigma}{\partial c}. \quad (2)$$

Исследованиями установлено, что поверхностная активность является мерой способности растворенного вещества понижать поверхностное натяжение и переходить из объема в поверхностный слой, т.е. адсорбироваться. В процессе разрушения горной породы в ней на поверхности во внутренних частях появляются постепенно возрастающие трещины. Если разрушение происходит в вакууме, то эти трещины могут вновь смыкаться при удалении разрушающей силы и тело восстанавливается, если не произошло полного разделения его частей.

Согласно энергетической трактовке, эффект ослабления массива прочности горных пород характеризуется понижением работы на образование новых поверхностей твердого тела в процессе деформации и разрушения под влиянием формирующегося на них адсорбционного слоя. По силовой трактовке проникновение адсорбционного слоя по поверхностям развивающего усилия, пропорционального двумерному давлению, т.е. понижения поверхностной энергии вдоль границы слоя (сферического препятствия). Исследованиями установлено, что все виды разрушения горных пород сводятся к следующей схеме: в процессе механического разрушения массива напряжения, возникающие в породе, приводят не только к разрушению поверхностного слоя, но и к образованию большой сети макро- и микротрещин в более глубоких слоях, т.е. к образованию зоны нарушения, так называемой, зоны предразрушения массива.

Эффект адсорбционного понижения прочности связан с тем, в какой мере адсорбционные слои ПАВ из окружающей среды успевают проникнуть в развивающиеся дефекты, покрывая образующиеся в них новые поверхности твердого тела. С этим связаны и наблюдения, показывающие, что с возрастанием размеров адсорбирующихся молекул, когда их поверхностная активность в обычном смысле, т.е. адсорбция, на свободных поверхностях твердого тела продолжает возрастать, адсорбционное понижение прочности может исчезнуть: размеры таких молекул уже не позволяют им проникнуть в устья раскрывающихся дефектов. По тем же причинам адсорбционное понижение

прочности наблюдается лишь в условиях одновременного сочетания действия напряженного состояния, способствующего постепенному развитию дефектов, и наличия адсорбирующихся веществ с достаточной подвижностью молекул или атомов. ПАВ весьма малых размеров, например, поверхностно-активные металлы вызывают адсорбционное понижение прочности и облегчение деформации путем внутренней адсорбции на зародышевых поверхностях, развивающихся в объеме деформируемого тела. Сильное адсорбционное понижение прочности горного массива может наблюдаться и в отсутствии внешних условий - под воздействием одних только, иногда незначительных, внутренних напряжений или даже в ненапряженном состоянии - путем самопроизвольного диспергирования при понижении поверхностной энергии до очень низких (предельный случай очень сильной поверхностной активности).

При рассмотрении ряда физико-химических факторов, присущих процессам адсорбционного понижения прочности, можно выделить следующие необходимые группы: химическое средство твердого тела и поверхностно-активной среды; условия приложения нагрузки, т.е. его дефектность. Механическая прочность адсорбционного слоя близка к прочности идеального кристалла.

Поэтому можно сделать вывод: раз образовавшись, трещинообразное нарушение должно существовать достаточно долго (если успели произойти адсорбция, диффузия и т.д.). Исследованиями установлено, что большая часть понижения поверхностной энергии приходится на мономолекулярную адсорбцию, то ПАВ способствует поддержанию нарушенной зоны в нарушенном состоянии, что согласуется с теорией П.А. Ребиндера и его наблюдениями.

Структурные факторы, влияющие на поведение горной породы в активной среде, чрезвычайно многообразны и взаимосвязаны с другими факторами, определяющими механизм адсорбционного понижения прочности под воздействием среды. К ним относятся пористость, гранулометрический и минералогический составы, влажность породы, текстура и структура, дефектность структуры и т.д.

Горные породы представляют собой сложные трехфазные системы, состоящие из твердого вещества, жидкости и газа. Количество, объем и структура пор и трещиноватость определяют механическими свойствами горных пород. Структурные дефекты способствуют зарождению микротрещин, поверхностно-активная среда облегчает и способствует их развитию и распространению.

Эффективность действия ПАВ в значительной степени зависит от молекулярного сродства ПАВ и горной породы, т.е. при подборе оптимального понизителя прочности следует учитывать минералогический состав породы. Наибольшей смачивающей способностью будут обладать лишь те ПАВ, близкие по химическому составу горным породам; за счет этого достигается максимальная скорость подвода ПАВ к устью вновь образованных трещин.

При разрушении и деформации горных пород происходит формирование структур различных порядков и их переход друг в друга. При этом разрушение происходит, когда какая-то структура (например, система микротрещин) становится неустойчивой. Влияние раствора ПАВ как раз и заключается в том, что они могут перевести структуру из состояния устойчивого равновесия в неустойчивое положение.

В настоящее время можно с уверенностью отметить, что практически для каждого материала можно найти среду, которая приводит к адсорбционному понижению его прочности. Практически для всех видов твердых тел существуют родственные по химическому составу и строению среды, которые в значительной степени обеспечивают компенсацию обнажающихся при разрушения тела связей, т.е. сильно понижающих свободную энергию возникающей вновь поверхности и, тем самым, могут привести к резкому падению прочности данного твердого тела. Степень влияния среды связана со многими обстоятельствами, в том числе с реальной дефектной данного твердого тела - наличием зародышей разрушения, развитию которых и превращению в трещины помогает среда. Важную роль играют границы зерен: если в отсутствие активной среды разрушение имеет чаще всего транскристаллитный характер, то при контакте с ПАВ твердого тела происходит почти исключительно по границам зерен, которые являются дефектами, несущими избыток свободной энергии и, соответственно, местами адсорбции и каналами для распространения поверхностно-активных атомов.

Понижение прочности горной породы или облегчение процесса механического разрушения ее может произойти только в среде, обладающей высокой энергией смачивания по отношению к данной породе или содержащей вещества, способные адсорбироваться на поверхности породы.

В процессе механического разрушения напряжения, возникающие в породе, приводят не только к разрушению поверхностного слоя, но и к образованию макро- и микротрещин в более глубоких слоях породы, т.е. к образованию зоны остаточных деформаций. Вследствие этого в указанной зоне прочность породы всегда в той или иной степени понижена по сравнению с первоначальной прочностью. Если разрушение ведется в неактивной среде, то вслед за снятием нагрузки микротрещины закрываются и энергия, потраченная на их образование, будет потеряна. В работах, посвященных понижению прочности, указывается многостороннее промышленное значение этого физико-химического эффекта.

Показано, что различные виды бурения в твердых породах могут быть облегчены и ускорены под воздействием адсорбции активной среды, являющейся понизителем прочности разрушаемой породы.

Авторами работ для скорейшего вскрытия пластов при бурении использование ПАВ позволило увеличить механическую скорость бурения по сравнению с водой на 30%. Добавление сульфоната в

промывочную жидкость увеличило механическую скорость при вращательном бурении по песчанику, мрамору и другим породам на 30-50%.

Наряду с адсорбционным действием понизителей прочности в облегчение диспергирования под влиянием добавок реагентов могут играть роль и чисто химические процессы в микротрещинах – гетерогенные химические реакции. При вступлении понизителей прочности в обменную химическую реакцию с горной породой облегчение диспергирования происходит за счет расширения микротрещин вследствие химического растворения породы, с другой стороны, образующиеся продукты реакции могут давать обычный адсорбционный эффект понижения твердости, адсорбируясь на стенках микротрещин, например, соляная кислота.

Большой интерес представляют такие объемные химические реакции, когда понизитель прочности реагирует с одним из породообразующих минералов, находящихся в породе в виде мелких включений. В этом случае, наряду с адсорбционным действием на основные минералы породы, реагент, вступая в микротрещинах в химическую реакцию с включениями и ослабляя этим связь между зёрнами основного минерала, будет облегчать разрушение породы.

Пример действия соды при бурении в известняках и доломитах. Адсорбционное понижение прочности, как и все другие адсорбционные эффекты, зависят от химического состава и физико-химического строения разрушаемого массива или обрабатываемого тела.

Песчаники обладают наиболее благоприятной структурой для действия понизителей прочности, а именно: значительной пористостью и поэтому жидкость успевает проникнуть глубоко породы до ее момента разрушения. Для подбора понизителей прочности при бурении в песчаниках необходимо исходить не столько из минералогического состава зерен, которые по преимуществу являются зёрнами кварца, сколько из состава цементирующего вещества, так как цементы являются переменной составной частью песчаника. У различных пород понижение твердости достигается применением различных добавок. Понизителями прочности могут быть соли (натрия, магния, алюминия), сода, едкий натр, а также такие адсорбирующие вещества как мыло, нафтеновые кислоты, технические продукты, содержащие углеводы.

Так для карбонатных пород понизителем прочности являются щелочные электролиты с хлористым натрием концентрацией 0,1-0,25% и известь концентрацией 0,05-0,07%. Для глинистых пород (глинистые сланцы, аргиллиты и др.) - хлористый натрий с добавками соды концентрацией 0,25%.

Анализ литературных данных показывает, что при воздействии растворов ПАВ и электролитов наблюдается адсорбционное снижение прочности массива горных пород, причем каждому типу пород соответствует свой наиболее эффективный компонент раствора.

ПОЛУЧЕНИЕ И ИЗУЧЕНИЕ КОЛЛОИДНО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПАВ НА ОСНОВЕ МАСЛОЖИРОВЫХ ОТХОДОВ ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ РАЗМОЛА ГОРНЫХ ПОРОД

Шералиева О.А., младший научный сотрудник НИЛ «Дисперсные системы» ТХТИ; Кадыров А.А., зав. НИЛ «Дисперсные системы» ТХТИ, докт. техн. наук; Махмудов А.С., начальник ЗУС НГМК

Снижение времени и соответственно энергозатрат при измельчении горных пород на шаровых мельницах - одна из актуальных задач горно-металлургического производства.

С целью расширения ассортимента существующих поверхностно-активных веществ (ПАВ), применяемых для интенсификации мокрого рудного измельчения, были изучены отходы масложировой промышленности. В результате синтеза получены анионактивные ПАВ на основе кубового остатка процесса дистилляции жирных кислот хлопковых соапстоков (КО ДЖК) - отход переработки хлопкового масла.

ПАВ синтезируются путем гидролиза предельных и непредельных жирных кислот, содержащихся в КО ДЖК омыляющей композицией. При этом образуются натриевые соли жирных кислот (которых в КО ДЖК содержится до 60-65%). Полученные ПАВ представляет собой гранулированный продукт с содержанием влаги 15-20%, хорошо растворяющийся в воде и транспортируемый в полиэтиленовых мешках. Средняя молекулярная масса синтезированного ПАВ составила 582-700 ед. Полученное ПАВ является хорошей основой для получения прямых эмульсионных растворов типа «масло/вода».

При изучении основных физико-химических

свойств полученное ПАВ (условно названных ОГС олигомерная гидролизованная смола) первоначально был установлен их анионактивный характер, определение производили по общепринятой методике [1] с помощью индикатора метиленового голубого. Водные растворы синтезированных ПАВ ОГС характеризуются щелочной реакцией и с ростом их концентрации значения pH возрастают. Проведено сравнительное изучение изотерм поверхностного натяжения ПАВ ОГС а также сульфанола и сульфит - дрожжевой барды (СДБ) (рис. 1).

Как видно из рис. 1 изотерма поверхностного натяжения ОГС приближается к изотерме анионоактивного ПАВ сульфанола. При малых концентрациях ПАВ поверхностное натяжение высокое, с ростом концентрации оно снижается и, начиная с определенного момента, остается неизменной. Эта концентрация, при которой осуществляется переход гомогенного раствора с молекулярной степенью дисперсности к гетерогенной системе, частицы которой представляют агрегаты (мицеллы), как известно, называется критической концентрацией мицеллообразования (ККМ). Обычно ККМ определяется как концентрация, при которой возникает большое число мицелл, находящихся в термодинамическом равновесии с молекулами ПАВ и резко изменяется ряд свойств раствора.

Этот резкий переход свойств обусловлен кооперативностью процесса самоассоциации, когда агрегаты молекул делают значительно устойчивее других образований в растворе. Мицеллы могут рассматриваться как мономолекулярные слои, замкнутые сами на себя, находящиеся в динамическом равновесии с адсорбционными слоями на поверхности раствора и одиночными растворенными молекулами ПАВ в объеме системы.

В одних растворах ПАВ (например, олеат натрия) ККМ проявляется в виде резкого излома, в других растворах (если ПАВ сложного состава или является смесью поверхностно активных препаратов или композиций) точки излома могут быть не очень резко выраженными. ККМ определяется по пересечению касательных линий к определенным участкам полученных кривых. В исследуемых нами случаях при определении удель-

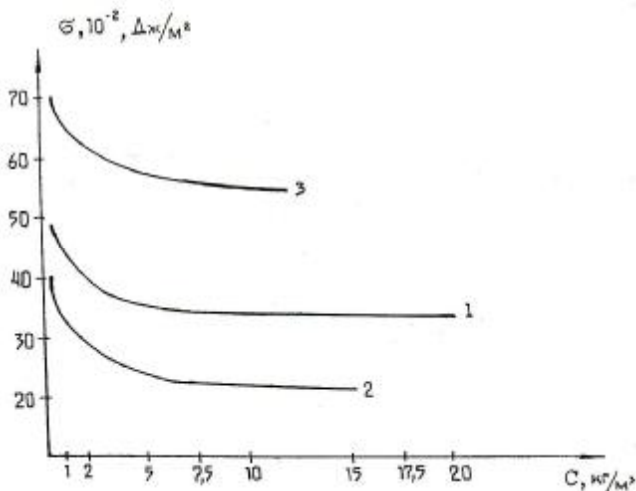


Рис. 1. Изотермы поверхностного натяжения в зависимости от концентрации водных растворов ПАВ ОГС (1), сульфанола (2), сульфит дрожжевой барды (3)

ной электропроводности обнаружены (для ПАВ ОГС) достаточно резкие изломы ККМ.

Изменение структуры водных растворов ПАВ наблюдалось также и по изменению зависимости удельной и эквивалентной электропроводностей от концентрации (рис. 2). Из рис. 2 видно, что точка излома по данной характеристике также находится на кривой ККМ. На кривой зависимости удельной электропроводности от концентрации ПАВ отчетливо видны точки излома (ККМ 1, ККМ 2, ККМ 3).

Согласно общелитературным данным [2], которые входят в учебную литературу по коллоидной химии, если на кривой: «состав/свойство» имеется несколько изломов, то они свидетельствуют об изменении характера мицеллообразования.

Точка ККМ 1 соответствует началу мицеллообразования, а ККМ2 и ККМ3 - завершению этого процесса. Следовательно, состояние водных растворов синтезированных ПАВ можно разделить на предмицеллярное (ниже ККМ 1) и мицеллярное, с определенным числом агрегации, между которыми существует равновесие. Как известно, с ростом концентрации водных растворов «мыл» - форма мицелл меняется от сферических, эллипсоидальных, до пластинчатых, что и происходит в нашем случае при различных ККМ. Также были проведены исследования по определению поверхностного натяжения водных растворов анионного ПАВ ОГС в сравнении с сульфанолам и ОП-10. Проведенные исследования показали, что водный раствор ОГС уже при концентраций 0,1% эффективно снижает поверхностное натяжение в 2 раза (по отношению к воде).

По способности снижать поверхностное натяжение ОГС превосходит ОП-10 и близок по данному показателю к широко известного ПАВ - сульфанола. Результаты сравнительного исследования приведены в табл. 1.

Изучение пенообразования водных растворов ПАВ.

Нами были исследованы водные растворы ПАВ на основе КО ДЖК на предмет их пенообразования. Возрастание пенообразующей способности ПАВ ОГС зависит от длины цепи жирной кислоты, содержащейся в ней.

Как показали исследования, по характеру образования пены синтезированные нами ПАВ близки к олеатам натрия.

Для характеристики пенообразования синтезированных нами ПАВ мы выделяли следующие их основные свойства:

1. Пенообразующая способность

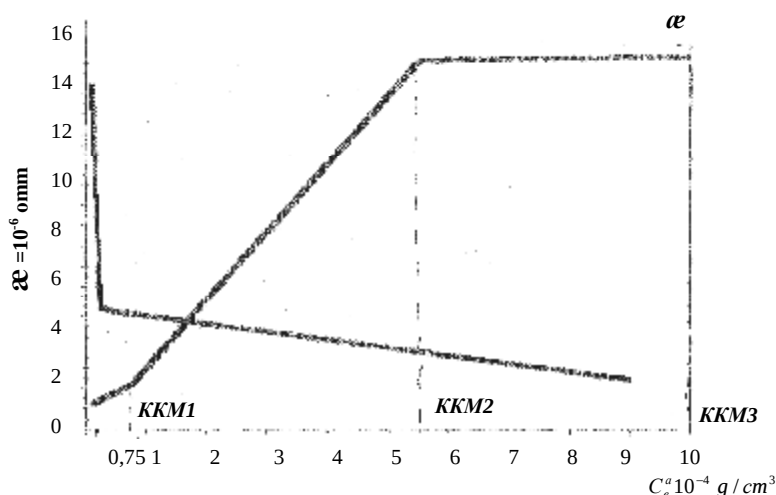


Рис. 2. Определение ККМ водных растворов ПАВ ОГС по удельной и эквивалентной электропроводности раствора

растворов (вспениваемость) - это количество пены, выражаемое объемом пены (в ml) и высотой ее столба (mm), которое образуется из постоянного объема раствора при соблюдении определенных условий в течение определенного времени.

2. Кратность пены n ; она представляет собой отношение объема пены V_p к объему раствора $V_{ж}$, пошедшее на ее образование:

$$n = V_p / V_{ж} = (V_{г} + V_{ж}) / V_{ж},$$

где $V_{г}$ - объем газа в пене.

3. Стабильность (устойчивость) пены, т.е. время существования (жизни) элемента пены (отдельного пузырька, пленки) или определенного ее объема.

4. Дисперсность пены, которая может быть задана средним размером пузырька, распределением пузырьков по размерам или поверхностью раздела раствор-газ в единице объема пены.

Изучение пенообразования синтезированных ПАВ показало, что рост пенообразующей способности полученных ПАВ связан с увеличением длины цепи углеводородного радикала жирных кислот, содержащихся в них, т.е. зависит от поверхностной активности.

Поверхностная активность, в свою очередь,

Таблица 1
Изучение поверхностного натяжения водных растворов ПАВ

Концентрация, %	Величина поверхностного натяжения водных растворов		
	ОГС 10^{-3} н/м	Сульфанола 10^{-3} н/м	ОП-10 10^{-3} н/м
0,001	60,7	61,2	50,9
0,05	42,1	42,6	41,6
0,10	38,0	38,6	41,0
0,25	36,2	36,9	36,1
0,5	35,9	36,2	35,6
1,0	34,8	35,1	35,5

Таблица 2

**Интенсивность пенообразования
с течением времени**

Время; (min)	1	2	3	5	8	10
Высота столба пены, (cm)	15	22	37	50	60	Перелив

увеличивается с удлинением алкильной цепи вследствие роста сил притяжения между гидрофобными частями молекул.

Однако удлинение цепи свыше 14 атомов углерода вызывает преобладающее агрегирование молекул внутри раствора, препятствуя выходу их на поверхность раздела, что способствует увеличению поверхностного натяжения и уменьшению пенообразующей способности.

Наличие разветвления в углеводородной цепи приводит к повышению пенообразующей способности, но чрезмерная разветвленность ухудшает вспениваемость растворов.

Также было замечено, что пенообразующая способность ПАВ в определенной степени зависит от вида катиона. Эти результаты совпадают с результатами других авторов, которые проводили исследования с чистыми карбоновыми кислотами. Устойчивость пен объясняется наличием адсорбционных слоев ПАВ на поверхности плёнок, обеспечивающих «отверждения» поверхности по механизму эффекта Гиббса-Марангони, когда утончение пленки и приближение ее к разрыву сопровождается увеличением поверхностного натяжения, препятствующего разрыву пленки в каналах Гиббса-Плато.

С увеличением концентрации ПАВ вспениваемость растворов сначала увеличивается до максимального значения, затем остается практически постоянной вплоть до предела растворимости данного ПАВ или понижается. Подобная зависимость характерна для всех веществ, применяемых в моющих композициях.

Обычно изменение пенообразующей способности с ростом концентрации ПАВ связывают с мицеллообразованием, поскольку при достижении ККМ наблюдается максимальный объем пены.

Известно, что в области ККМ происходит завершение формирования адсорбционного слоя, который приобретает максимальную механическую прочность. При дальнейшем увеличении концентрации ПАВ в растворе (выше значения ККМ) скорость диффузии молекулы в поверхностном слое уменьшается, чем и объясняется, по-видимому, некоторое

Таблица 3

**Зависимость пенообразования
от концентрации ОГС**

ПАВ ОГС %	1	3	5	10
Высота столба пены, (cm)	15	29	58	Перелив

снижение пленкообразующей способности с ростом концентрации. Изучение пенообразования проводилось на специально собранной экспериментальной установке. Первоначально было исследовано изменение высоты столба пены 10%-ного водного раствора ОГС во времени. Как видно из табл. 2, интенсивность пенообразования с течением времени увеличивается. Затем была определена зависимость высоты столба пены от концентрации ПАВ ОГС приготовленной омыленной госсиполовой смолы. Из данных табл. 3 видно, что при концентрации ОГС – 5%, высота столба пены равнялась 58 см (предел измерения прибора).

Нами проведены исследования в лабораторных условиях эффективности интенсификации размола горных пород на экспериментальной (объемом 1 м³) шаровой мельнице с добавкой ПАВ ОГС. Испытания проводили при коэффициенте заполнения шаровой мельницы $K_z=0,8$ в два этапа:

1. Мокрое измельчение без применения ПАВ ОГС.

2. Мокрое измельчение с добавкой ПАВ ОГС.

В результате опытно-промышленных испытаний нами выявлено, что при введении оптимального количества ПАВ происходит:

- предотвращение агрегирования дисперсных частиц;
- увеличение удельной поверхности (насыпной массы) измельчаемой руды;
- сокращение времени помола от 10 до 20% в зависимости от конечной дисперсности материала.

Выводы:

1. Синтезирован новый гранулированный ПАВ ОГС на основе отхода масложирового производства.

2. Выявлены его класс (анионоактивный), молекулярная масса, водорастворимость.

3. Изучены его основные физико-химические свойства: поверхностная активность по сравнению с другими ПАВ этого класса, ККМ и пенообразующая способность.

4. ПАВ ОГС рекомендуется для применения при интенсификации процессов мокрого рудного измельчения на НГМК.

Список литературы:

1. Фролов Ю.Г. *Лабораторные работы и задачи по коллоидной химии* – М.Химия – 1986 – С. 11-51.
2. Воюцкий В.А. *Курс коллоидной химии* – М. 1978 – 534 с.

ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БИРАН

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; **Хушбоков Э.М.**, главный технолог ОАО «ИОМТЭ»

Работа посвящена актуальной задаче промышленности Узбекистана - изучению новых местных импортозамещающих реагентов-собирателей в укрупненных масштабах.

В качестве собирателей золота и золотосодержащих сульфидов наибольшее применение находят ксантогенаты - бутиловый и изоамиловый. Ксантогенаты являются весьма эффективными собирателями золота, однако, наряду с золотом, они флотируют все сульфидные минералы. В связи с этим изыскание новых реагентов-собирателей, селективных по отношению к золоту является важным направлением совершенствования технологии золотосодержащих руд.

Целью работ являлась проверка в полупромышленных условиях новых реагентов-собирателей - ПС, СД-1, ПБ-1, MRB-2, НШ при флотации руды месторождения Биран. Полупромышленная проба руды месторождения Биран отобрана из рудного отвала шахты № 3 и является представительной для первичных руд.

Химическим анализом средней пробы руды установлены содержания (в %): SiO_2 - 60,2; Fe_2O_3 - 7,0; FeO - 3,0; TiO_2 - 0,66; MnO - 0,14; Al_2O_3 - 10,0; CaO - 2,8; K_2O - 2,8; MgO - 1,2; Na_2O - 0,8; $S_{\text{общ}}$ - 3,4; $S_{\text{сульфидн.}}$ - 2,52; SO_3 - 2,2; CO_2 - 0,66; P_2O_5 - 0,13; H_2O - 0,13; п.п.п. - 7,5; Pb - 0,51; Zn - 0,63; As - 1,56; Cu - 0,001; Au - 4,3у.е.; Ag - 32,56 у.е.

Исследуемая проба по вещественному составу относится к золото-сульфидно-кварцевому типу руды. Основная часть золота связана с сульфидами-57,9%. Примерно 50% золота связано с арсенопиритом, 8% с другими присутствующими сульфидами, 32,8% золота находится в виде свободных металлических зерен. Золото в пробе находится в виде высокопробного золота, электрума и золотистого серебра-кюстелита. Преобладает электрум.

Самородное золото наблюдается в виде тонких включений в арсенопирите и кварце. Размер выделений - от 0,005 до 0,05 мм. Наблюдаются округлые, пентагондодекаэдрические и сложносдвоенные кристаллические формы. Для электрума и кюстелита характерны вытянутые прожилковые формы выделений размером 0,007-0,3 мм. Такие формы выделений золота наблюдались в катаклазированных трещинах арсенопирита в ас-

социации со сфалеритом, халькопиритом, галенитом, пирротинном, сульфосолями Pb-Bi-Sb-S , а из нерудных - с карбонатами. В пробе главной продуктивной парагенетической ассоциацией на золото является золото-сульфидно (арсенопирит) - кварцевая. Кроме этого, золото образует и микроассоциации с присутствием сульфосолей Pb-Bi-Sb-S :

- золото-сфалерит-халькопирит-пирротин-галенитовая;

- золото-полисульфидно-карбонатная.

По химическому составу, определенному электронным микросондом в ИГТ АН РУз (Мухамеджанова Д.В.), в пробе преобладает золото средней пробности - электрум - по сравнению с золотом высокой пробы и золотистым серебром - кюстелитом.

Часто зерна золота, по распределению элемента Au , имеют зональное строение. От краевой части к центру содержание Au увеличивается а, следовательно, и пробность. Неоднородные по пробности золотишки быстро окисляются и покрываются налетом.

По результатам химического атомно-абсорбционного анализа высокие содержания золота имеют сульфидный гравеоконцентрат (96-73 у.е.), арсенопирит с пиритом (45 у.е.), сульфиды с метасоматическим кварцем (кварцит-15-28 у.е.), обломки колчеданной руды (16-27 у.е.) и кварц-сульфидные породы (1,4-19 у.е.). В других вмещающих породах содержание элемента резко снижается.

Форма нахождения серебра - самородная, а также в виде золотистого серебра-кюстелита и сульфидной формы - акантита. Входит в состав самородного золота (Ag 10-50%) и в виде элемента-примеси присутствует в галените (до 1,5%) и тетраэдрите. Самородное серебро так же, как и самородное золото, крайне неравномерно распределяется в материале пробы. Оно образует тонкую вкрапленность в кварце и других рудовмещающих минералах. Размер зерен самородного серебра варьирует от 0,001 до 0,03 мм.

Главные рудные минералы - арсенопирит, пирит, марказит, сфалерит, галенит. Основным концентратом золота является арсенопирит. Нерудные минералы представлены кварцем, серицитом, полевыми шпатами, карбонатами, хлоритом.

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

При флотации использовались реагенты-собиратели, синтезированные из отходов предприятий Узбекистана. Флотация осуществлялась по схеме, включающей измельчение руды до крупности 85% кл. -0,074 mm, основную, контрольную операции и две перераскиски черного концентрата [1, 2].

В ходе полупромышленных испытаний традиционного реагента-собиателя бутилового ксантогената калия БКК (расход 150 g/t в основную и 75 g/t в контрольную операции флотации) получен флотоконцентрат, содержащий в среднем 2,73-3,92% Zn, 1,73-2,01% Pb, 16,9-20,5 у.е. Au и 123,1-144,8 у.е. Ag, при извлечении металлов 74,93; 62,3; 73,56-88,89; 76,17-89,61% соответственно. Выход концентрата рассчитывался по результатам анализов на серу общую. При испытаниях реагента ПС – 300 g/t («кек-отход» завода «Максам Чирчик») в сочетании с БКК (75+37,5 g/t) получен концентрат, содержащий в среднем 2,91-3,85% Zn, 2,07-2,24% Pb, 20,05-24,54 у.е. Au и 147,9-156,1 у.е. Ag, при извлечении металлов 74,84; 63,35; 72,01-88,13; 73,67-78,02%, что незначительно меньше, чем показатели с одним БКК.

При загрузке нефтешлама в количестве 50 г/т в измельчение при сокращении расхода БКК до 75+37,5 g/t извлечение цветных металлов увеличивается: цинка на 3,5%; а свинца 1,48%. При этом выход концентрата снижается до 15,39% (против 19,13% с одним БКК-150+75 g/t). Качество концентрата при этом повышается до 3,26-4,01% цинка, 2,27-2,3% свинца.

При флотации с реагентом ПБ-1 так же, как и в предыдущем случае, увеличивается извлечение цинка до 75,21%, извлечение свинца, золота и серебра остается на том же уровне -62,8; 76,97-88,69 и 76,31-80,11% соответственно. Качество концентрата повышается: при сокращении выхода до 14,6%. Содержание цинка в концентрате составило 3,46-4,52%, свинца 2,36-2,53%; золота 23,1-24,93 у.е., серебра 169,9-173,4 у.е.

При загрузке реагента СД-1 в количестве 10+5 g/t вместо ксантогената сокращается выход концентрата до 11,6%. Содержание в нем серы снижается до 10,19% (против 12,57% с одним БКК). Качество коллективного концентрата по содержанию цветных металлов возросло. Содержание цинка повысилось до 3,21-5,15%, свинца до 2,38-2,84%. Это свидетельствует о селективности действия реагента СД-1 по отношению к сульфидам цветных металлов, которые извлекаются на 58,05 и 51,86%. Извлечение золота и

серебра также снижается. В сочетании с БКК даже при его расходе 25+12,5 g/t извлечение сульфидов цинка и свинца повышается до 73,52 и 61,14%. При выходе концентрата 14,62% в него извлекается 73,72-89,67% золота и 75,6-78,85% серебра.

Лучшие результаты получены при расходе СД-1 6+3 g/t и БКК 75+37,5 g/t. Основные показатели остались на уровне показателей с расходом БКК 150+75 g/t. Показатели флотации при увеличении расхода БКК с 25 до 75 g/t в основную флотацию изменяются мало.

При испытаниях MRB-2 удалось снизить расход вспенивателя Т-80 до 20+20 g/t при расходе MRB-2 - 60+30 g/t; БКК - 90+45 g/t. При этом извлечение цинка поднялось до 75,92%; извлечение свинца и серебра осталось на прежнем уровне, а золота повысилось до 77,4-91,65%.

В заключительной стадии были проведены испытания по схеме «гравитация+флотация» с оптимальными расходами новых местных реагентов (в g/t):

I вариант ПС - 300; НШ - 50; СД-1 - 6+3; БКК - 50+25; Т-80 - 30+15;

II вариант ПС-300; НШ-50; MRB-2 - 60+30; БКК - 50+25; Т-80 - 30+15.

По I варианту получен объединенный гравифлотоконцентрат, содержащий 3,04-4,09% цинка, 2,27-2,43% свинца, 22,55-24,34 у.е. золота и 154,65-175,73 у.е. серебра при извлечении металлов 78,75; 68,95; 85,77-92,54; 69,0-78,4% соответственно.

По II варианту получен объединенный гравифлотоконцентрат, содержащий 3,62-4,36% цинка, 2,61-2,66 % свинца, 25,78-28,21 у.е. золота и 166,6-172,7 у.е. серебра при извлечении металлов 79,36; 70,84; 84,2-92,15; 78,66-81,54 % соответственно.

Сравнивая эти показатели с показателями при оптимальном режиме флотации (традиционные реагенты), можно видеть, что извлечение металлов повышается - цинка с 74,93 до 78,75-79,36% (прирост извлечения 3,82-4,43%), свинца с 62,7 до 68,95-70,84% (прирост 6,25-8,14%), золота с 73,56-88,89 до 85,77-92,54% (по I варианту прирост 12,21-3,65%) и 84,2-92,15% (по II варианту прирост 10,64-3,26%). Извлечение серебра оказалось несколько ниже: с 76,17-89,61 до 69,0-78,4% (I вариант) и 78,66-81,54% (II вариант).

Таким образом, при использовании новых местных реагентов и сокращении расхода дорогостоящего БКК с 150+75 g/t до 50+25 g/t (на 66,7%), помимо экономии основного реагента, можно повысить извлечение золота как минимум на 3,26-3,65% (максимум 10,64-12,21%) и цветных металлов: цинка на 3,82-4,43%; свинца на 6,25-8,14%.

Список литературы:

1. Ревнивцев В.П., Конев В.А., Рябой В.И. Основные направления синтеза, изыскания и применения флотационных реагентов. В сб. «Флотационные реагенты». М., Наука, 1986.
2. Попов Е.Л., Ахмедов Х., Хабибуллаева Г.Р. и др. Сравнительные испытания новых местных реагентов в полупромышленных условиях. Горный вестник Узбекистана, №4 (39), 2009, с.68-71.

ХИМИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ВЫСОКОКАРБОНАТСОДЕРЖАЩИХ ФОСФОРИТОВ КЫЗЫЛКУМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Дехканов З.К., аспирант НамИПИ, **Ибрагимов Г.И.**, докторант-соискатель, канд. техн. наук; **Намазов Ш.С.**, зав. лаборатории фосфорных удобрений ИОНХ АН РУз, докт. техн. наук, профессор; **Садыков Б.Б.**, председатель правления Алмалыкского ОАО «Аммофос-Максам», канд. техн. наук; **Реймов А.М.**, старший научный сотрудник ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук; **Сейтназаров А.Р.**, старший научный сотрудник ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук

Для заводов Узбекистана, производящих фосфор-содержащие удобрения, основным фосфатным сырьем являются фосфориты Центральных Кызылкумов. Усредненная проба фосфорита Джерой-Сардаринского месторождения содержит (вес. %): 16,2 P_2O_5 ; 46,2 CaO; 17,7 CO_2 ; 0,6 MgO; 2,9 ($Fe_2O_3 + Al_2O_3$), 1,5 ($K_2O + Na_2O$); 2,65 SO_3 ; 1,94 F; 0,1 Cl; 7,8 нерастворимого остатка. Кальциевый модуль, т.е. соотношение $CaO : P_2O_5$, в нем равен 2,85. Такое сырье непригодно для сернокислотной переработки с целью получения высококонцентрированных фосфорных удобрений [1]. Высокий кальциевый модуль вызывает большой перерасход серной кислоты. Высокое содержание карбонатов приводит к обильному пенообразованию в процессе кислотного разложения, а присутствие сверх допустимой нормы хлора (0,04%) резко ускоряет коррозию металлического оборудования. Это бедное сырье необходимо обогащать. Прежде всего, нужно избавиться от излишнего количества карбонатов. Наиболее распространенный метод обогащения – это флотация [2]. Но Кызылкумские фосфориты, наряду с высокой степенью карбонатизации, характеризуются тонким проращением фосфатного минерала с кальцитом, поэтому попытки обогатить их с помощью флотации не привели к положительным результатам [3-5]. Для того чтобы привести сырье в соответствие с требованиями для производства аммофоса, на Кызылкумском фосфо-

ритовом комплексе (КФК) осуществлено термическое обогащение фосфоритов. КФК, начиная с 2007 г., производит фосфоритовой продукции: 400 тыс. т в год мытого обожженного концентрата (до 30% P_2O_5), 200 тыс. т в год мытого сушеного концентрата (18-19% P_2O_5) и 200 тыс. т в год рядовой фосмуки (16-18% P_2O_5). Мытый обожженный концентрат предназначен для Алмалыкского ОАО «Аммофос-Максам» для производства из него концентрированных азотно-фосфорных удобрений: аммофоса (10% N и 46% P_2O_5) и супрефоса (8-15% N и 20-24% P_2O_5). Из мытого сушеного концентрата на ОАО «Кузон суперфосфат заводы» производится простой аммонизированный суперфосфат (1,5% N, 12,5% P_2O_5), а из рядовой фосфоритовой муки на ОАО «Самаркандкимё» – нитро-кальцийфосфат (6% N, 16% P_2O_5) (рис. 1-5, табл. 1).

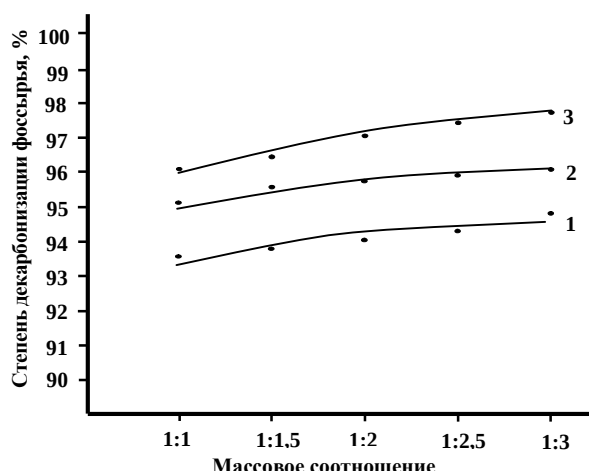


Рис. 1. Зависимость изменения степени декарбонизации фоссырья от соотношения ФС:ОР при нормах азотной кислоты: 1) 80%; 2) 90%; 3) 100%

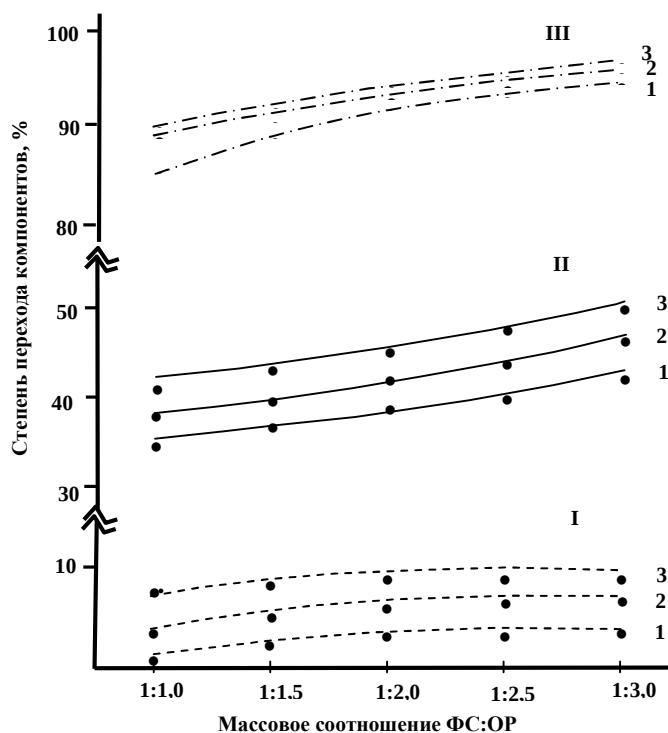


Рис. 2. Зависимость изменения степени перехода P_2O_5 (I) CaO (II) и N (III) из фосфатного сырья в жидкую фазу от соотношения ФС:ОР при нормах азотной кислоты: 1) 80%; 2) 90%; 3) 100%

Таблица 1

Химический состав фосфоконцентратов, полученных из рядовой фосфоритовой муки фосфоритов Центральных Кызылкумов

Химический состав высушенных осадков, %												CaO: P ₂ O ₅	Выход P ₂ O ₅ , %
P ₂ O ₅ общ.	P ₂ O ₅ усл. по лим. к-те.	P ₂ O ₅ усл. по трил. Б	CaO общ.	CaO усл. по лим. к- те.	CaO водн	N общ.	CO ₂	$\frac{P_{2O_{усл.}}}{P_{2O_{общ.}}} \times 100$ по лим. к-те	$\frac{P_{2O_{усл.}}}{P_{2O_{общ.}}} \times 100$ по трил. Б	$\frac{CaO_{усл.}}{CaO_{общ.}} \times 100$ по лим. к-те	$\frac{CaO_{водн.}}{CaO_{общ.}} \times 100$		
При норме HNO ₃ – 80%													
23,50	15,13	10,25	42,30	26,82	2,79	1,45	6,39	64,38	43,62	63,40	6,59	1,80	98,03
23,61	15,41	10,60	42,10	27,10	2,07	1,12	6,25	65,26	44,89	64,37	4,92	1,78	96,97
23,65	15,48	10,67	42,01	27,45	1,85	0,87	6,10	65,45	45,11	65,34	4,40	1,77	96,62
23,69	15,65	10,77	41,82	27,52	1,51	0,78	5,90	66,06	45,46	65,80	3,61	1,76	96,28
23,75	15,72	10,81	41,75	27,64	1,28	0,65	4,40	66,19	45,51	66,20	3,06	1,75	96,01
При норме HNO ₃ – 90%													
23,77	15,81	10,88	41,65	27,71	3,19	1,31	4,36	66,51	45,77	66,53	7,66	1,75	95,08
23,80	15,99	10,96	41,59	27,84	2,24	1,24	4,35	67,18	46,05	66,94	5,38	1,74	94,18
23,85	16,14	11,10	41,44	27,90	2,01	1,10	4,30	67,67	46,54	67,32	4,85	1,73	93,86
23,91	16,29	11,27	41,36	27,94	1,96	0,91	4,19	68,13	47,13	67,55	4,74	1,73	93,59
24,01	16,65	11,63	40,94	28,09	1,61	0,71	4,11	69,34	48,44	68,61	3,93	1,70	92,96
При норме HNO ₃ – 100%													
24,11	17,01	11,89	40,75	28,14	3,64	1,41	3,91	70,55	49,31	69,05	8,93	1,69	92,31
24,32	17,0	12,10	40,61	28,31	2,63	1,24	3,56	70,72	49,75	69,71	6,52	1,66	92,07
25,56	18,35	12,70	40,57	28,43	1,84	0,75	2,19	71,79	49,68	70,07	4,53	1,58	91,87
25,95	18,71	12,88	40,41	28,57	1,79	0,61	2,16	72,10	49,63	70,70	4,43	1,55	91,59
26,15	18,83	12,98	40,25	28,77	1,79	0,55	2,09	72,00	49,63	71,47	4,44	1,54	91,18

В 2010 г. промышленность производила 169 тыс. т 100%-ного P₂O₅, что составляет около 33% от потребности (518,2 тыс. т 100%-ного P₂O₅) сельского хозяйства республики в фосфорных удобрениях.

При добыче и сортировке фосфоритовой руды Кызылкумов, осуществляемой на КФК, образуется большое количество отходов – забалансовая руда, так называемая минерализованная масса с содержанием 13-15% P₂O₅. В настоящее время объем накопленного отхода забалансовой руды составляет более 5 млн. т. Кроме того, при промывке фосфоритовой муки от хлора также образуется шламовый фосфорит с содержанием 8-10% P₂O₅.

Следует отметить, что объем производства мытого обожженного фосфоконцентрата в перспективе увеличивать не планируется. Это связано с высокой себе-

стоимостью фосфоконцентрата из-за больших тепло-энергетических затрат при обжиге и многостадийности процесса обогащения. Производство высококонцентрированных фосфорных удобрений лимитируется объемом производимого мытого обожженного фосфоконцентрата на КФК.

Сложившаяся ситуация диктует необходимость создания рациональной технологии обогащения фосфоритовой муки Центральных Кызылкумов и переработки забалансовой руды в одинарные и комплексные удобрения с наиболее приемлемыми технико-экономическими показателями.

Были предприняты многочисленные попытки обогатить фосфатное сырье Кызылкумов химическими методами с помощью разбавленных растворов азотной и серной кислоты, азотнокислыми растворами

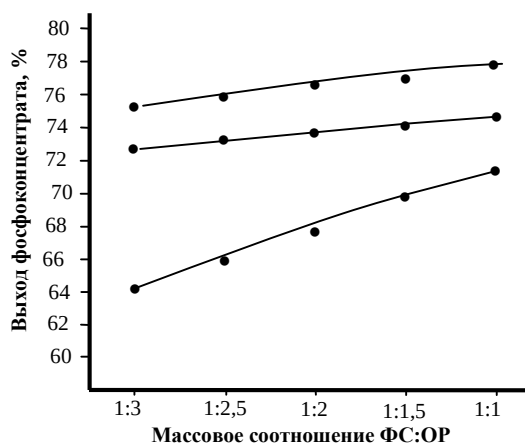


Рис. 3. Зависимость изменения выхода фосфоконцентрата от соотношения ФС:ОР при нормах азотной кислоты: 1) 80%; 2) 90%; 3) 100%

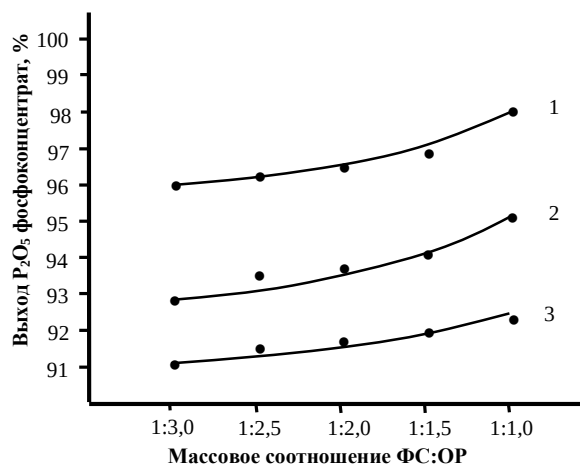


Рис. 4. Зависимость изменения выхода P₂O₅ в фосфоконцентрат от соотношения ФС:ОР при нормах азотной кислоты: 1) 80%; 2) 90%; 3) 100%

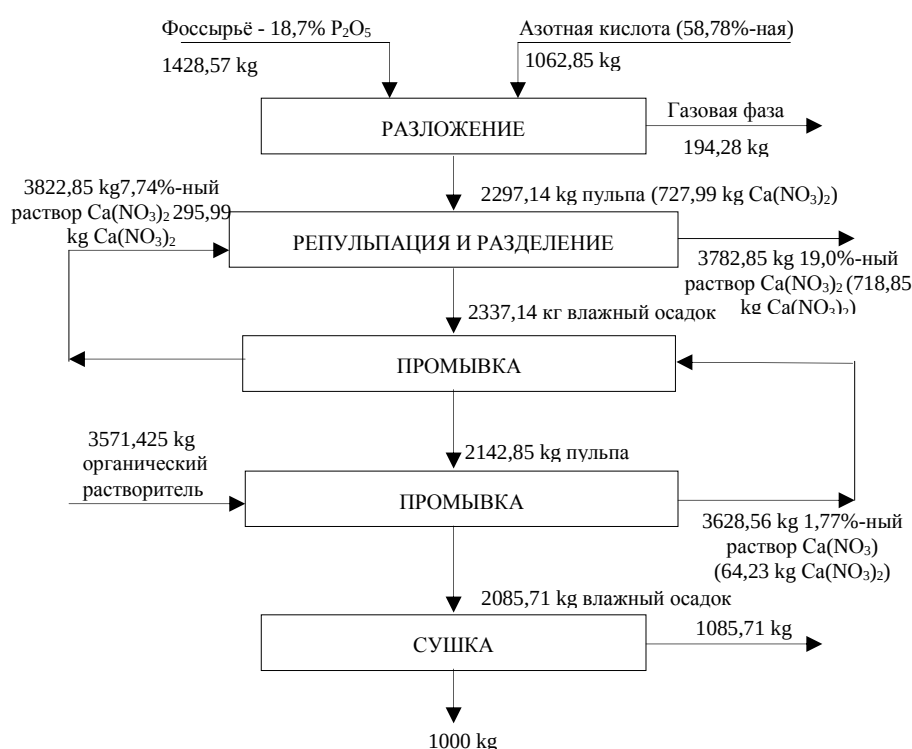


Рис. 5. Материальный баланс процесса получения фосфоритного концентрата из рядовой Кызылкумской фосфоритовой муки при норме HNO_3 на CO_2 100 % и соотношении $\text{ФС:ОР} = 1:2,5$. Химический состав фосфоконцентрата (масс. %): $\text{P}_2\text{O}_{5\text{общ.}}$ - 25,95; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв.}}$ по тилону Б-12,88; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв.}}$ по лимонной кислоте - 18,71; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{водн.}}$ - 0,82; $\text{CaO}_{\text{общ.}}$ - 40,41; $\text{CaO}_{\text{усв.}}$ - 28,57; $\text{CaO}_{\text{водн.}}$ - 1,79; N - 0,61

нитратов кальция и магния [6-10]. Основными недостатками являлись сильное пенообразование, длительность процесса обогащения, низкая скорость фильтрации азотнокислотной суспензии из-за образования коллоидно-седиментационно-устойчивой системы. Помимо этого, в процессе обогащения образуются большие количества разбавленных растворов солей. Сушка этой суспензии даже в самых эффективных сушильных аппаратах сопряжена с большими энергетическими затратами.

Представляет определенный научный и практический интерес работа Б.Э. Султанова [11], где был более подробно изучен вопрос химического обогащения фосфоритовой руды Центральных Кызылкумов путем её взаимодействия с азотной кислотой при норме 90-110% в пересчете на карбонаты с последующим отделением жидкой фазы от твердой и промывкой влажного осадка 5-10%-ным циркулирующим раствором нитрата кальция.

Существенными недостатками данного способа также являются низкий выход P_2O_5 (65%) в фосфо-концентрат и образование большого объема отработанного раствора, содержащего нитрат кальция и фосфорит, которые создают ряд технологических трудностей при его переработке в комплексные удобрения. Исходя из вышеизложенного, разработка высокоэффективной технологии обогащения Кызылкумских фосфоритов является весьма актуальной задачей сегодняшнего дня.

В данном сообщении излагаются результаты лабораторных исследований нового способа обогащения фосфоритов Центральных Кызылкумов. Процесс обогащения осуществляется следующим образом.

Вначале фосфорит обрабатывается азотной кислотой, затем из полученной азотнокислотной пульпы нитрат кальция выщелачивается органическим растворителем. Далее влажный осадок промывается двукратно. Первая промывка проводится фильтратом предыдущего цикла, а вторая - органическим растворителем (ОР). Такой способ промывки обусловлен наиболее полным выщелачиванием нитрата кальция из фосконцентрата и значительным снижением расхода затрачиваемого растворителя. Особенность метода также заключается в простоте схемы регенерации расходуемого реагента - ОР, что обеспечивает получение концентрированного раствора нитрата кальция, легко перерабатываемого в твердое

азотнокальциевое удобрение. Результаты проведенных исследований показали возможность успешного применения этого способа для выделения кальцита из фосфатного минерала [12, 13]. Благодаря хорошей растворимости нитрата кальция в ОР он максимально переходит в жидкую фазу и этим самым удается снизить соотношение кальциевого модуля в фосфо-концентрате. Чем меньше $\text{CaO} : \text{P}_2\text{O}_5$ в обогащенном фосфорите, тем меньше требуется кислотного реагента для сернокислотной его экстракции.

Для проведения лабораторных экспериментов применяли рядовую фосмуку Центральных Кызылкумов состава (вес. %): 18,7 P_2O_5 ; 47,8 CaO ; 15,3 CO_2 , $\text{CaO} : \text{P}_2\text{O}_5 = 2,79$ и азотную кислоту с концентрацией 57,87 %. Норму азотной кислоты брали из расчета на разложение CaCO_3 в фосфатном сырье.

Норму кислоты варьировали в пределах 80-100% от стехиометрии. Обработку фосфатного сырья (ФС) азотной кислотой проводили в течение 20-30 min. Температуру реакционной массы поддерживали на уровне 40°C.

После разложения полученную нитрокальцийфосфатную пульпу репульпировали органическим растворителем, содержащим 6,18-12,09% $\text{Ca(NO}_3)_2$, возвращаемого со стадии промывки при различных соотношениях ФС:ОР и далее перемешивали в течение 3-4 min, после чего содержимое разделяли на жидкую и твердую фазы методом центрифугирования. Влажный фосфатный концентрат двукратно промывали.

Для первой промывки использовали ОР, содержащий 1,61-4,0% $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$ (возвращаемый со стадии промывки), а для второй промывки использовали чистый ОР. Массовое соотношение фосфатного сырья к ОР было равно 1:(1-3,5). При выщелачивании репульпированной массы основная часть ОР переходит в производственный раствор нитрата кальция, который при отгонке регенерируется и возвращается в цикл (на вторую промывку). Влажные осадки высушивались при 100°C. Высушенные осадки и фильтраты подвергли химическому анализу по общеизвестным методикам [14]. Результаты приведены на рис. 1-4 и в табл. 1. Данные рис. 1 показывают, что степень декарбонизации фосфатного сырья с увеличением количества ОР по отношению к ФС от 1:1 до 1:3 в зависимости от нормы HNO_3 возрастает в среднем на 4,0%. Степень перехода P_2O_5 , СаО и азота в жидкую фазу с увеличением количества ОР также возрастает, и в зависимости от взятой нормы HNO_3 соответственно составляет от 1,97 до 8,82%; от 35,03 до 51,09% и от 87,39 до 97,29% (рис. 2).

Изменение выхода фосфоконцентрата и P_2O_5 в фосфоконцентрате, в зависимости от весового соотношения ФС: ОР и нормы HNO_3 , наглядно изображено на рис. 3 и 4. Результаты опытов показывают, что весовое соотношение ФС:ОР незначительно влияет на содержание P_2O_5 в фосфоконцентрате (табл. 1).

Например, с изменением соотношения ФС:ОР от 1:1 до 1:3, т.е. с возрастанием количества органического растворителя выход P_2O_5 в образцах фосфоконцентратов увеличивается всего от 23,50 до 23,75; от 23,77 до 24,01 и от 24,11 до 26,15% соответственно для нормы HNO_3 - 80, 90 и 100%. При этом кальциевый модуль, в зависимости от условий опытов, меня-

ется от 1,54 до 1,80. Необходимо отметить, что при сернокислотной экстракции фосфоритов, помимо содержания P_2O_5 и кальциевого модуля, немаловажным фактором является и содержание CO_2 в фосфоконцентрате. С учетом всех вышеуказанных факторов рекомендуются следующие оптимальные условия ведения процесса обогащения: норма HNO_3 - 90-100%; соотношение ФС:ОР = 1:2,5.

При этом получается фосфоритный концентрат следующего состава (вес. %): для нормы HNO_3 90% - $\text{P}_2\text{O}_{5\text{общ}}$ 23,91; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв}}$ по лим. к-те 16,29; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв}}$ по трилону Б 11,27; СаО_{общ} 41,36; СаО_{усв} 27,94; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв}}$ по лим. к-те : $\text{P}_2\text{O}_{5\text{общ}}$ 68,13; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв}}$ по трилону Б: $\text{P}_2\text{O}_{5\text{общ}}$ 47,13; СаО_{усв}:СаО_{общ} 67,55; CO_2 4,19; СаО: P_2O_5 =1,73; для нормы HNO_3 100%- $\text{P}_2\text{O}_{5\text{общ}}$ 25,95; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв}}$ по лим. к-те 18,71; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв}}$ по трилону Б 12,88; СаО_{общ} 40,41; СаО_{усв} 28,57; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв}}$ по лим. к-те: $\text{P}_2\text{O}_{5\text{общ}}$ 72,10; $\text{P}_2\text{O}_{5\text{усв}}$ по трилону Б: $\text{P}_2\text{O}_{5\text{общ}}$ 49,63; СаО_{усв}:СаО_{общ} 70,70; CO_2 2,16; СаО: P_2O_5 =1,55.

Материальный поток процесса получения фосфоритного концентрата из фосфоритовой муки Центральных Кызылкумов схематически представлен на рис. 5. Преимуществом нового способа обогащения Кызылкумских фосфоритов, по сравнению с термическим, является низкое значение кальциевого модуля, которое приводит к снижению расхода дефицитной серной кислоты при переработке этого фосфоконцентрата.

Кроме того, при осуществлении технологии обогащения не требуются большие теплоэнергетические затраты, органический растворитель легко регенерируется, а концентрированный раствор нитрата кальция по известной простой схеме перерабатывается в гранулированное азотнокальциевое удобрение.

Список литературы:

1. Технология фосфорных и комплексных удобрений / Под ред. С.Д.Эвенчика и А.А. Бродского. - М.: Химия. - 1987. - 464с.
2. Рапопольская Л.Д., Бойко Н.Н., Кожевников А.О. Обогащение фосфатных руд. М: Недра. - 1979. - 261 с.
3. Амброва А.М. Физико-химические исследования фосфоритов Центральных Кызылкумов и процессов их кислотной переработки // *Узбекский химический журнал*. - 1983. - № 1. - С. 18-26.
4. Бойко В.С. Литология фосфоритоносных отложений среднего эоцена Центральных Кызылкумов: Автореф. дисс. ... канд. геол.-минерал. наук. - Новосибирск. - 1980. - 21 с.
5. Кузовлев А.К., Мальцева И.И., Пузач А.Н. Технология обогащения зернисто-детритовых фосфатных руд Джеройского и Сардаринского месторождений // *Сб. науч. тр. Среднеазиатск. НИИ геологии и минерального сырья*. - Ташкент. - 1981. - вып.3. - С. 73-82.
6. Иргашев И.К., Мадалиева С.Х. Обогащение высококарбонизированных фосфоритов Узбекистана месторождений Джерой и Сардара // *Узбекский химический журнал*. - 1981. - № 5. - С. 42-45.
7. Мадалиева С.Х., Иргашев И.К., Джапаров А. // *Узбекский химический журнал*. - 1981. - № 1. - С. 36-40.
8. Мадалиева С.Х. Разработка технологии химического обогащения высококарбонизированных фосфоритов азотнокислотными растворами нитратов кальция и магния: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. - Ташкент, 1984. - 22 с.
9. Паганяя И.К., Мирзаев Ф.М., Кармышов В.Ф., Шинкоренко С.Ф., Михайлова Т.Г., Ушарова Л.Б. Обогащение фосфатного сырья Центральных Кызылкумов химическими методами // *Технологическая минералогия фосфатных руд: Тез. докл. Всесоюз. совещ. 17-18 ноября 1987г.* - Черкассы. - 1987. - С. 48-49.
10. Ушарова Л.Б. Паганяя И.К., Мирзаев Ф.М., Кармышов В.Ф., Минц Е.И. Разложение Кызылкумского фосфорита разбавленными растворами азотной кислоты. - Ташкент: 1984. - 8 с. - Деп. в ГФНТИ ГКНТ РУз 7.08.84. - № 214. - Уз-84.
11. Султанов Б.Э. Технология обогащения фосфоритов Центральных Кызылкумов и переработка их в комплексные удобрения: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. - Ташкент. - 2004. - 22 с.
12. Дехканов З.К. Химическое обогащение высококарбонизированных Кызылкумских фосфоритов // *Конференция молодых ученых, посвященная Году гармонично развитого поколения «Высокотехнологичные разработки - производству»*. - Ташкент, 15 июня 2010г. С. 53-55.
13. Дехканов З.К., Ибрагимов Г.И., Сейтназаров А.Р., Намазов Ш.С. Обогащение высококарбонизированных фосфоритов Центральных Кызылкумов // *Сборник материалов Республиканской научно-технической конференции «Разработка эффективной технологии получения минеральных удобрений и агрохимикатов нового поколения и применение их на практике»*, 25-26 ноября 2010 г. - Ташкент. - 2010. - С. 26-29.
14. Методы анализа фосфатного сырья, фосфорных и комплексных удобрений, кормовых фосфатов / М.М.Винник, Л.Н. Ербанова, П.М. Зайцев и др. - М.: Химия. - 1975. - 218 с.

ПЕРВИЧНЫЕ КАОЛИНЫ АНГРЕНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Якубов С.И., заместитель начальника отдела разработки инвестиционных проектов ОАО «Узбекуголь», канд., техн. наук;
Криворотов В.Ф., старший научный сотрудник лаборатории «ФНС» отдела теплофизики АН РУз., канд. физ.-мат. наук;
Таджиев К.Т., старший научный сотрудник института общей и неорганической химии АН РУз

Важным направлением в деятельности ОАО «Узбекуголь» является реализация мер по увеличению объемов и расширению ассортимента продукции по Программе локализации производства, роста импортозамещающей и экспортоориентированных товаров за счет загрузки действующих производственных мощностей и полного использования ресурсов попутных полезных ископаемых угольной отрасли.

В геологическом строении в отрабатываемом угольном месторождении, наряду с углем, залегают и другие разнообразные полезные ископаемые. Основная масса их складывается в отвалы, и лишь незначительная часть используется как строительные материалы.

В кровле угольного пласта Ангреновского месторождения залегают [1]:

- вторичные серые каолины;
- вторичные пестро-цветные каолины;
- известковистые песчаники;
- алевролиты;
- кварцево-слюдистые пески;
- песчаники, конгломераты;
- доломитизированные и чистые известняки;
- мергели;
- известковистые алевролиты с мелкой галькой;
- суглинки;
- галечники;
- лесс.

А под кровлей угольного пласта залегают первичные каолины, которым уделяется особое внимание. Первичные каолины были впервые в общих чертах охарактеризованы в 1941-1945 гг. в сводном отчете по разведке угля Ангреновского месторождения.

Наличие под кровлей угольного пласта первичных каолинов имеет особую характерную черту. До недавнего времени считалось, что историческим образованием первичных каолинов являлись традиционные процессы [2-5]. И все принимаемые решения являлись заключением относительно этой точки зрения. Но последние исследования дали более детальные обоснования для представления образования Ангреновских первичных каолинов.

Используемый термин «Каолин» — обычно означает глину белого цвета, состоящую из минерала каолинита, который образуется при разрушении гранитов, гнейсов ортоклаз и других горных пород, содержащих полевые шпаты.

Существует мнение, что в химическом смысле каолинит — это образованный из ортоклаза ($K_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 6SiO_2$) с удалением оксидов калия и кремния (K_2O и $2SiO_2$) и в последующем присоединении молекул воды ($2H_2O$).

Ортоклаз (от греческого «класис» — преломление) (рис. 1) — широко распространенный породообразующий минерал из класса силикатов, одна из разновидностей полевых шпатов (калиевый полевой шпат).

Каолин — обиходное название минерального продукта, состоящего полностью или частично из алюмосиликата каолинита. Молотые и классифицированные марки каолина могут содержать малые количества родственных пластинчатых силикатов (слюды, иллита, хлорита, смектита) и кварц. Большинство каолинов, используемых в лакокрасочной промышленности, являются отмытыми с удалением



Рис. 1. Природный минерал ортоклаз

минеральных примесей. Каолин имеет плоскую структуру, но в отличие от талька и слюды его роль в покрытиях определяется в большей степени вкладом в оптические, чем в физические свойства покрытий.

Пространственная структура каолинита может быть описана как слой колец кремния, соединенный со слоем октаэдров алюминия посредством атомов кислорода, что показано на рис. 2.

В физическом смысле каолин — это горная порода, состоящая из минералов каолинита, кварца, полевого шпата, слюды и минеральных примесей — оксидов железа, титана, натрия, калия, кальция и других. Содержание кварцевого песка в каолиновой

руде может достигать 20÷90%, каолинита - 15÷70%, различных слюд - от 2÷3 до 25÷30%. Основным полезным компонентом коммерческих сортов као-

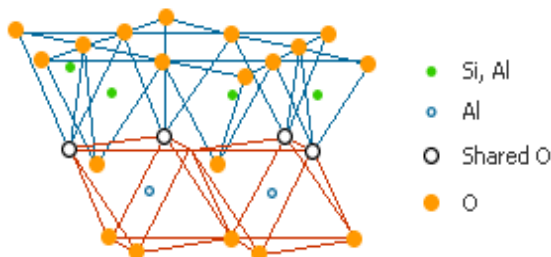


Рис. 2. Структурный вид каолинита

лина является минерал каолинит, представляющий собой плоские кристаллики размером порядка 0,001 mm. Благодаря комплексу полезных свойств каолин широко используется в качестве наполнителя в производстве фарфоровых и керамических изделий, бумаги, красок, резины, пластмасс, строительной керамики, огнеупорных материалов, фармакологической и парфюмерной отраслях. Примеси, которые содержатся в каолиновой породе, удаляются в процессе обогащения каолина. Каолин используется, кроме того, в парфюмерии, медицине (под названием глина белая), в электротехнической промышленности и в химической промышленности для производства сернокислого алюминия – коагулянта.

Общие запасы каолинового сырья в Узбекистане оцениваются в сотни миллионов t. Однако каолиновые месторождения практически не разрабатывались, поскольку во времена бывшего Союза из Украины в Узбекистан завозились кондиционные каолины с высоким содержанием крупнокристаллических минеральных зерен. Использование такого кондиционного сырья даже при простых механических методах обогащения (измельчение породы на шаровых мельницах) позволяло получать коммерческий каолин 1-го - 4-го сортов с содержанием примесей от 2,2÷2,4 до 4,2÷4,4%. С середины девяностых годов прошлого века такие поставки прекращены, поскольку требуют значительных валютных затрат. В республике лишь несколько каолино-

вых месторождений имеют относительно развитую инфраструктуру. Крупнейшее из них - Ангренское месторождение (рис. 3) – имеет действующий карьер (рис. 4, 5), где попутно с углем добываются первичные каолины. Необходимо отметить, что промышленная ценность месторождения базируется не только на характеристике качества сырья, но и на объеме его запасов. Месторождения в 30 млн. t и более представляют интерес для промышленного освоения их для производства обогащенных каолинов требуемых сортов для использования в различных отраслях экономики.

Начиная с 1993 - 1994 гг., крупнейшие в Центральной Азии Ташкентский и Самаркандский фарфоровые заводы перешли на использование Ангренского каолина с применением простых механических методов обогащения (механическое дробление, ситовое просеивание и т.п.). При этом последовало снижение качества продукции, потребительского спроса и объемов производства. В связи с чем, продолжены начатые в 50-х гг. интенсивные научно-исследовательские работы по изучению первичных каолинов. В 1953-1958 гг. изучением первичных каолинов, как сырья для керамической и электротехнической промышленности, занималась Академия наук Узбекистана. После положительных данных, полученных при испытании каолинов, были даны рекомендации для проведения детальных геологоразведочных работ по изучению каолинов Ангренского месторождения. В 1957-1958 гг. по рекомендации АН Узбекистана экспедицией «Химгеолнеруд» проведена детальная разведка первичных каолинов с целью обеспечения сырьем керамического комбината в г. Ангрене.

Технологическое изучение обогащения первичных каолинов было проведено различными научными и экспериментально-опытными исследовательскими предприятиями, в частности на: Кучинском опытно-керамическом заводе (Россия) и Бумажном комбинате, фарфоровом, кабельном и абразивном заводах (г. Ташкент). В последующем проводились дополнительные работы по комплексному использованию первичных каолинов как сырья для керамической, огнеупорной, электротехнической и бумажной промышленности. Разработана новая



Рис. 3. Ангренские первичные каолины



Рис. 4. Карьер первичных каолинов

технологическая схема обогащения институтами «Механобр», «Огнеупоры», обеспечившая получение каолинового концентрата для комплексного использования: тонкой керамики, первых сортов бумаги, высоковольтных изоляторов и огнеупоров. Полузаводские испытания проводились для произ-



Рис. 5. Погрузка товарного первичного каолина - сырья на железнодорожные полувагоны – думпкары

водства бумаги в институте УНИИБ, огнеупоров – в институте «Огнеупоры», керамики хозфарфора – в институте «НИИСтромпроект». В 1965 г. в институте НИИСтройкерамики (г. Киев) разработаны составы масс и основные технологические параметры для производства строительной керамики, облицовочных плиток, канализационных труб на основе обогащенных каолинов. В 1963-1967 гг. в институте ГИ ЭКИ (г. Москва) изучены обогащенные каолины для производства электроизоляторов, разработан состав масс электротехнического фарфора и выпущена контрольно-производственная партия электроизоляторов на заводе «Изолятор».

В 1972-1974 гг. в институте Химии АН Узбекистана, УНИИХИМ, проведены опытно-заводские исследования производства сернокислого алюминия из обогащенных и необогащенных каолиновых глин.

Разработана аппаратурно-технологическая схема получения сернокислого алюминия из вторичных каолинов, которые пригодны для очистки питьевой воды. В девяностые годы прошлого столетия первичные каолины Ангренского месторождения изучались иностранными фирмами. Фирма «Мабетекс»



Рис. 6. Ангренская фабрика по производству обогащенного первичного каолина

(Швейцария) провела исследования ангренских каолинов с целью строительства фабрики по производству обогащенного каолина, в результате которых ангренские каолины оценены как сырье среднего качества, сравнимые с подобными, добываемыми в Индии, Китае и России. В 1995 г. узбекско-американское предприятие «INTERTASH» провело исследование каолинов и рекомендовало их для использования при получении мелованной бумаги. Фирма «РАВ ВАУТЗЕН» (Германия) в результате исследований определила возможность использования каолинов в сыром виде для изготовления каменных плит, строительной керамики и огнеупоров; обогащенный мелкозернистый каолин пригоден для изготовления фарфоровой посуды, технического фарфора, электрокерамики, сантехфаянса, огнеупоров. Фирма «Франка Наттера» (Швейцария) в 1995 г., исследовав ангренские каолины, оценила их как сырье среднего качества, пригодное в производстве керамики, бумаги, лакокрасок при соответствующей технологии его обогащения. Японская фирма «MISUIS CoLTD» по результатам исследования ангренских каолинов определила возможность их использования при производстве керамической плитки, санфаянса, стекла, а также в качестве присадки при производстве бумаги.

В 1996 г. произведена доразведка первичных каолинов в пределах контура ведения горных работ на северном участке разреза «Ангренский». В начале 90-х годов принят ряд правительственных решений по строительству объектов по переработке первичных и вторичных каолинов. Построена и введена в действие фабрика (рис. 6, 7) по производству обогащенного первичного каолина производственной мощностью 200 тыс. t в год.

Основными продуктами данного предприятия является:

- АКФ-78 (в том числе АКФ-80) – используется как наполнитель для бумаги (аналог бумажного наполнителя КН-78, хорошо известного на мировом рынке);

- АКС-30 – керамического назначения (аналог КФ-1, КФ-2, КФ-3, КС-1, КЭ-1, завоевавшие мировой рынок), используется в виде сырья в производстве санитарно-технической керамики, плитки для



Рис. 7. Цех измельчения и сепарации первичного каолина в вихревых гидроциклонах

внутренней облицовки стен, огнеупоров, посуды, сувенирной керамики и т.д.;

- АКТ-10 – технический наполнитель (аналог КРт, КРтШП, КР – хорошо известного на мировом рынке и используемого при получении искусственной смолы, красок, клея, резинотехнических



Рис. 8. Обогащенный каолин Ангренского месторождения

изделий, кабельной продукции, минеральной добавки в асфальт, пластмассы).

Обогащенный каолин (рис. 8) по требованиям промышленности должен содержать не более $0,3 \div 1,0\%$ окислов железа и титана (в зависимости от сорта) и должен быть свободным от песка и других примесей, особенно растворимых в воде и слабых кислотах. Для производства ряда товаров требуется каолин высокой белизны в порошке. Важнейшим потребителем такого каолина является бумажная промышленность, использующая около $40 \div 50\%$ всей мировой добычи. В керамике каолин используется в составе фарфоровых и фаянсовых масс ($5 \div 10\%$ всей мировой добычи каолина), где составляет основную их часть. Около 20% добываемого каолина потребляется в резиновой промышленности.

В технологическом процессе получения товарного каолина на предприятии «Каолин» используются традиционные методы обогащения: механическое измельчение каолиновой породы и сепаратное разделение в вихревых гидромельницах (гидроциклонах) (рис. 7) частиц каолинита на полезные компоненты и зерна примесей. Такие методы обогащения позволяют эф-

фективно отделить только крупно- и среднезернистые минеральные примеси.

Примеси же, характеризующиеся высокой дисперсностью зерен, попадают в конечный продукт, заметно снижая его коммерческую ценность. Таким образом, технология обогащения первичных каолинов, использующаяся в настоящее время на ООО «Ангрен-Каолин», не может обеспечить требуемый уровень качества обогащенного каолина – пластичность, белизну, связность, огнеупорность и ряд других параметров, поскольку изначально была рассчитана на обогащение каолиновой породы, содержащей крупнозернистые минеральные примеси.

Технология обогащения, применяемая на ООО «Ангрен-Каолин», не позволяет получить высокосортный товарный каолин потому, что не учитывает ряд характерных особенностей Ангренских первичных каолинов.

Во-первых, это минеральные руды с высокой дисперсностью зерен частиц примесей – кварцевого песка, различных слюд, оксидов и гидроксидов железа, а также других железо- и титаносодержащих минералов, которые в процессе обогащения должны быть отделены от каолинита.

Во-вторых, содержащиеся в каолине мелкодисперсные примеси расположены не только между частицами каолинита, но также впрессованы в них и механически прочно связаны с ними.

В результате традиционного механического измельчения не происходит эффективного разрушения таких сложных частиц с разделением их вдоль границы сращивания на составляющие частицы каолинита и частицы примесей. Получаемый в этом случае каолиновый порошок сильно загрязнен минеральными примесями.

Вследствие недостаточного отделения частиц окрашенных минералов, их отрицательное влияние проявляется, например, на стадии обжига фарфоровых изделий, которые по этой причине приобретают тусклый желто-серый цвет, заметно снижающий эстетические показатели и сортность продукции.

На стадии формовки изделия проявляется другой недостаток механического измельчения каолиновой породы – повышенное содержание в обогащенном каолине мелкодисперсного кварцевого песка. В этом случае частицы песка равномерно смешиваются с частицами каолинита, создавая препятствия скольжению относительно друг другу.

Это обстоятельство снижает показатель пластичности материала и увеличивает хрупкость изделий, что приводит к необходимости увеличивать их массу.

Список литературы

1. Хурсанов Х.П. Ресурсы попутных полезных ископаемых угольной отрасли республики Узбекистан. Горный вестник Узбекистана, Навои, 2008 г, № 2, С. 73-76.
2. Горбачев Б.Ф. Среднеазиатская каолиноносная территория. В кн. Месторождения каолинов в СССР. М., "Недра", 1974.
3. Гончаренко А.И. Каолиновые глины. В кн. Минерально-сырьевые ресурсы Узбекистана (ч.2). Ташкент, "ФАН", 1977.
4. Петров Н.П., Гончаренко А.И. Каолин. В кн. Минерально-сырьевые ресурсы Узбекистана (ч.1). Ташкент "ФАН", 1977.
5. Колдаев А.А., Безделига Н.Я., Подлипалин Ю.В., Аблакулов И., Абдужалилов Т. Роль вулканитов в образовании ангрено-ско-го каолин-буроугольного месторождения. Горный вестник Узбекистана, Навои, 2008 г, № 1, С. 38-40.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ПЕРЕМЕШИВАНИЯ ЖИДКОЙ СРЕДЫ

Тошов Б.Р., заведующий кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, доцент; Кушимов Ф., старший преподаватель кафедры «Металлургия» НГГИ; Эшбоева З.Н., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Перемешивание в жидких средах широко применяется в химической и металлургической промышленности для приготовления эмульсий, суспензий и получения гомогенных систем различной плотности [1, 2].

Наибольшее распространение в вышеуказанных промышленности получило перемешивание с введением в перемешиваемую среду механической энергии из внешнего источника.

Механическое перемешивание осуществляется с помощью мешалок, которым сообщается вращательное или возвратно-поступательное движение, либо непосредственно от электродвигателя, либо через редуктор или клиноременную передачу (рис.1-3).

Процесс перемешивания механическими мешалками сводится к внешней задаче гидродинамики – обтекание тел потоком жидкости. Образуется турбулентный кормовой след за движущимися частями мешалки.

Происходит резкое возрастание сопротивления среды движению тела, характеризующееся началом отрыва пограничного слоя.

На периферии мешалки увеличивается окружная скорость и образуется зона пониженного давления, куда устремляется жидкость, в результате чего происходит интенсивное перемешивание содержимого аппарата.

Извлечение металлов выщелачиванием протекает полнее, если процесс протекает с перемешиванием.

С повышением процесса перемешивания уменьшается время протекания процесса и в результате повышается производительность труда. Значит повышая и изменяя движения мешалки, можно повысить производительность агрегата.

Обычно смесители или мешалки вращаются равномерно.

Если вращение протекает неравномерно с изменяющейся угловой скоростью, то процесс перемешивания интенсифицируется. Для этого можно применить ременную передачу с эксцентриковым натяжным роликом (рис.1).

Ременная передача состоит из ведущего (1) и ведомого (2) шкивов, эксцентрикового натяжного ролика (3) и ремня (4).

Ведущие и ведомые шкивы сделаны равного диаметра, а эксцентричный натяжной ролик меньшего диаметра, который расположен в внутренней части обхватывающих ремней, также он может

быть расположен во внешней части обхватывающих ремней.

Натяжной ролик выполнен эксцентричным, т.е. центр вращения не совпадает с геометрическим центром окружности. Эксцентричный натяжной

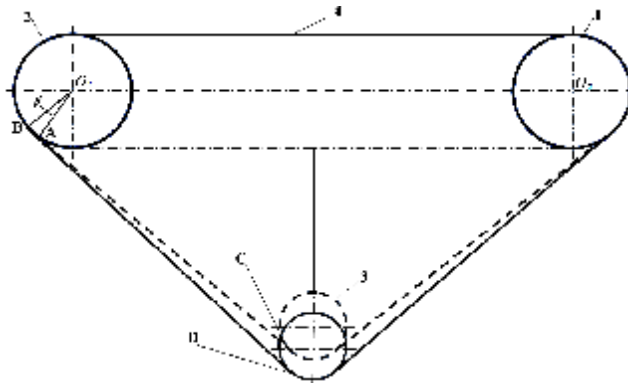


Рис. 1.

ролик циклически изменяет натяжение ветвей ремня и угол обхвата, в результате шкивы вращаются с переменной угловой скоростью, т.е. вращение становится неравномерным.

Угловая скорость ведомого шкива определяется по формуле:

$$w_2 = j'_2 = \frac{j'_1}{u_{12}}, \quad (1)$$

где ϕ_1 и ϕ_2 – углы поворота ведомого и ведущего шкивов;

u_{12} – передаточное отношение ременной передачи, которое определяется по формуле:

$$u_{12} = \frac{D_2}{D_1(1-e)}, \quad (2)$$

где D_1 и D_2 – диаметры ведущего и ведомого шкивов;

e – относительное скольжение ремня, которое определяется по формуле:

$$e = \frac{S_1 - S_2}{EF} \quad (3)$$

$$S_1 - S_2 = S_0(e^{mb} - 1), \quad (4)$$

где S_1 S_2 – натяжение ведущей и ведомой ветвей ремня;

E – модуль упругости ремня;

F – площадь поперечного сечения ремня;

S_0 – начальное натяжение ремня;

e – основание натурального логарифма;

μ – коэффициент трения ремня;

β – угол обхвата ремня.

Известна также шарнирная муфта, включающая две полумуфты с вилками, серьгами и промежуточным звеном.

Промежуточное звено выполнено из шатунов, состоящих из двух частей, соединенных друг с другом, и с возможностью взаимного перемещения, т.е. телескопически.

В случае (рис. 3, а, б) шатуны собраны в виде антипараллелограмма, в случае (рис. 3, в) в виде параллелограмма.

Во всех случаях телескопические шатуны работают как поршень-цилиндр, совершая взаимное возвратно-поступательное движение, причём ход поршня определяется в случае (рис. 3, а) величиной смещения валов (е), а, в случаях (рис. 3, б, в) углами наклонов валов.

Если величину взаимного перемещения теле-

скопических шатунов назовём ходом поршня (s), величина которого зависит от размеров звеньев муфты, а также для случая (а) от величины эксцентриситета (е), а для случаев (б) и (в) от угла поворота валов (β). Во всех случаях ход поршня (s) будет меньше длины шатуна, т.е. $S \leq l$.

Если шарнирную муфту установить в жидкой среде и придать вращение, то звенья механизмов совершают сложное вращательное движение, а телескопические шатуны, двигаясь как поршень-цилиндр, сообщают жидкости дополнительные движения.

В результате процесс перемешивания жидкости интенсифицируется.

Предпочтение одному из трёх вариантов можно дать только после проведения соответствующих испытаний.

Список литературы:

1. Воробьев.И.И. Ременная передача, М.: Машиностроение 1979 год
2. Джураев.А.Д. Динамика рабочих механизмов хлопкоперерабатывающих машин.Ташкент.: «Фан» УзССР 1987 год
3. Кушимов.Ф. Джураев.А.Д. Яхшиликов.У. Шарнирная муфта. а.с. 1640471.
4. Хусанов.Я. Кушимов.Ф. Джураев.А. Шарнирная муфта. а.с.1693288.

УДК 629.4.082.4:628.162

© Колесников И.К., Кривошипин В.А., Кадиров О.Х., Яронова Н.В. 2011 г.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОБЕЗЗАРАЖИВАНИЯ, ОБЕССОЛИВАНИЯ И ОЧИСТКИ ВОДЫ ЕДИНЫМ ПРОСТРАНСТВЕННЫМ ПОЛЕМ

Колесников И.К., доцент кафедры «Электрическая связь и радио» ТИИЖДТ, канд. тех. наук; **Кривошипин В.А.**, доцент кафедры «Электрическая связь и радио» ТИИЖДТ, канд. тех. наук; **Кадиров О.Х.**, доцент кафедры «Электрическая связь и радио» ТИИЖДТ, канд. тех. наук; **Яронова Н.В.**, заместитель декана по учебной работе факультета «Организация перевозок и управление» ТИИЖДТ

В настоящее время в Республике Узбекистан ведутся широкомасштабные работы по строительству новых промышленных и гражданских объектов, линий железных и автомобильных дорог в пустынных и полупустынных районах. При этом, естественно, возникает проблема обеспечения промышленных и других объектов технической водой, а особенно населения - питьевой водой.

В этом плане особый интерес представляют вопросы обеззараживания и очистки воды. В связи с этим актуальной задачей является обеспечение чистой и обеззараженной водой, используя современную технологию и оборудование.

В мировой практике известны три основных способа экологически чистого безреагентного обеззараживания питьевой воды:

- ультразвуковое;
- бактерицидное облучение;

– электромагнитное воздействие.

В теории обработки воды электромагнитным полем следует различать «ионизирующее» и «неионизирующее» излучения.

Неионизирующее излучение – это часть электромагнитных колебаний, к которым относятся ультрафиолетовое излучение, видимый свет, радиочастотные (сверхвысокочастотные и сверхнизкочастотные) поля, а также постоянные электрические и магнитные поля.

Ионизирующее излучение представляет собой электромагнитные волны крайне высокой частоты (рентгеновские и гамма лучи), которые, кроме свойств волн, обладают корпускулярными свойствами, то есть электронная энергия может рассматриваться в виде сгустков (фононов), воздействующих на молекулы в виде разрушителей магнитных связей.

Для обессоливания и обеззараживания воды существуют следующие методы, связанные с электричеством:

- электрохимические;
- ультразвуковые;
- обработки ионами серебра;
- электролизные;
- электрофлотационные;
- электрофореза;
- электроагуляции;
- обработка ультракороткими волнами тока.

При обеззараживании воды изменяются агрегативная и седиментационная устойчивости биодисперсий.

Известно, что недостаточная очистка исходной воды отрицательно сказывается на бактерицидном действии применяемых обеззараживающих реагентов и, в конечном счете, на качество получаемой воды.

Устойчивость частиц во многом зависит и от электрического заряда, который обуславливает целый ряд свойств микроорганизмов, например, их электрофоретическую подвижность, устойчивость биосуспензии, склонность к спонтанной агглютинации и некоторые другие особенности, вплоть до различий в вирулентности.

Результаты полученных экспериментов показали, что разрушающая сила импульсного поля, действующая на микроорганизмы гораздо выше, чем разрушающая сила постоянного поля. Было установлено, что доля погибших микроорганизмов в среднем составляет около 91-95%.

Биополе микроорганизмов имеет электромагнитную сущность с очень малыми напряженностями. При помещении микроорганизмов во внешнее импульсное электромагнитное поле неизбежно происходит значительная деформация биополя микроорганизмов, в результате чего наступает их массовая гибель [1].

Важной задачей исследований являлось определение влияния параметров электромагнитных полей на количество жизнеспособных клеток болезнетворных микроорганизмов.

Рассмотрим принцип обеззараживания с использованием положения теории электромагнитного поля [2].

Импульсный ток в катушке образует магнитное поле, электродвижущая сила которого равна:

$$e = L \frac{di}{dt}, \quad (1)$$

где L – индуктивность катушки.

В то же время электродвижущая сила равна:

$$e = \frac{\partial \Phi}{\partial t} = \frac{S \partial B}{\partial t}, \quad (2)$$

где Φ – поток магнитного поля;

S – площадь поверхности, через которую протекает магнитный поток.

Связь между током и возбужденным им в пустоте магнитным полем может быть выражена в дифференциальной форме следующим образом:

$$dB = \frac{m_0 [\bar{d} \cdot \bar{l}_r] S d\bar{l}}{4\pi R^2}, \quad (3)$$

где $\bar{d}$ – плотность тока в катушке;

S – площадь поперечного сечения катушки;

R – расстояние до точки, в которой определяется $\bar{B}$;

$m_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ – магнитная постоянная;

$\bar{l}_r$ – единичный вектор.

При помощи обрабатываемой воды в импульсном магнитном поле, последнее будет оказывать влияние на движущиеся заряженные микроорганизмы по закону Ампера:

$$d\bar{F} = I [\bar{dl} \cdot \bar{B}], \quad (4)$$

где $\bar{F}$ – сила, действующая на линейный элемент тока.

Чтобы усилить воздействия магнитного поля на органические загрязнители в воде, необходимо увеличить индукцию поля или увеличить амплитуду тока. Поэтому в практических устройствах амплитуда тока достигает нескольких сот ампер.

Главным фактором, определяющим эффективность обеззараживания, является энергия магнитного поля. Чем больше энергия магнитного поля, тем сильнее проявляется эффект обеззараживания воды. Для энергии магнитного поля контура с током можно записать:

$$W_{II} = \int_S \frac{\bar{B}^2}{2m_0} dS, \quad (5)$$

где W_{II} – энергия магнитного поля.

Нами предлагается способ обеззараживания и очистки воды, основанный на теории единого пространственного поля.

Теория единого пространственного поля предусматривает нелинейную зависимость механического эквивалента от энергии поля (рис. 1).

Начиная с точки «а», механическая энергия W_M резко увеличивается с увеличением энергии поля W_{II} . В результате под действием полученной энергии совершается механическая работа. Со стороны поля

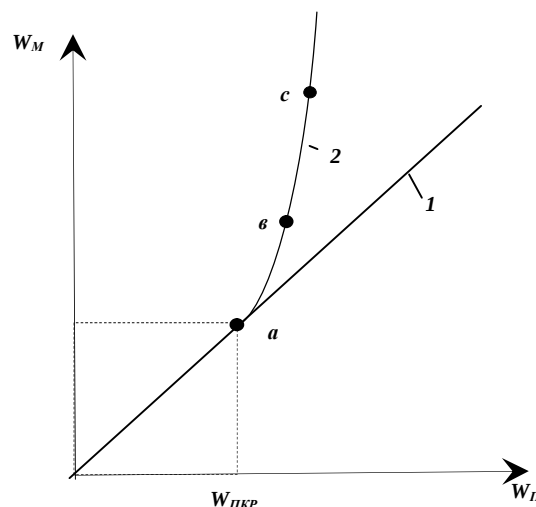


Рис. 1.

действует сила, которая определяется соотношением:

$$\vec{F} = \text{grad} W_M, \quad (6)$$

где W_M – механическая энергия;

F – сила, действующая со стороны единого пространственного поля.

Формула (6) позволяет рассчитывать все известные взаимодействия: электромагнитные, гравитационные, сильные и слабые. Для этого необходимо знать уровень основной энергии, сконцентрированной в пространстве и перепады этой энергии от данного типа взаимодействия. Картина поля представляется не эквипотенциальными поверхностями и силовыми линиями напряженности, а эквиэнергетическими линиями и линиями направления силы $\vec{F}$, действующей со стороны поля.

Гравитационное взаимодействие, как и электромагнитное, имеет бесконечно большой радиус действия, поэтому, например, на тела, находящиеся на поверхности Земли, действует гравитационное притяжение со стороны всех атомов, из которых состоит Земля.

Согласно концепции поля, участвующие во взаимодействии частицы создают в каждой точке окружающего их пространства особое состояние – поле сил, проявляющееся в силовом воздействии на другие частицы, помещаемые в какую-либо точку этого пространства.

В системе взаимодействующих частиц сила, действующая в данный момент времени на какую-либо частицу системы, не определяется расположением другой частицы в этот же момент времени, то есть изменение положения одной частицы сказывается на другой частице не сразу, а через определенный промежуток времени.

Таким образом, взаимодействие частиц можно описать только через создаваемые ими поля. Теория единого пространственного поля предполагает взаимодействие четырех полей: импульсного электромагнитного, импульсного электрического, постоянного магнитного и гравитационного.

Теория единого пространственного поля позволяет рассматривать вопросы эффективного обеззараживания, обессоливания и очистки воды, а также изучить влияния электрического, магнитного полей и электромагнитных волн на физические, химические и биологические процессы, происходящие в жидкостях.

В произвольном сечении трубы с текущей жидкостью, центр тяжести которой находится на высоте h от нулевого уровня отсчета, должно выполняться следующее соотношение (закон Бернулли):

$$p + rgh + \frac{ru^2}{2} = \text{const}, \quad (7)$$

где p – внешнее давление;

u – скорость движения через данное сечение;

r – плотность жидкости.

С энергетической точки зрения давление p есть работа, совершаемая внешними силами над единичным объемом жидкости

$$W = rgh + \frac{ru^2}{2}. \quad (8)$$

Для двух произвольных сечений потока жидкости соблюдается закон сохранения энергии для текущей жидкости:

$$p_1 + rgh_1 + \frac{ru_1^2}{2} = p_2 + rgh_2 + \frac{ru_2^2}{2}. \quad (9)$$

Вода, находясь в замкнутом пространстве (непроходящей трубе), испытывает давление со стороны единого пространственного поля, которое определяется силой, приходящей на единицу внешней поверхности:

$$F = \int_0^t m_0 H J dx = m_0 H_0^2 \int_0^t \frac{t-x}{t^2} dx = \frac{m_0 H_0^2}{2}, \quad (10)$$

где F – сила, действующая со стороны единого пространственного поля;

H – напряженность поля;

J – ток проводимости;

τ – длина тонкого слоя.

С другой стороны:

$$F = \frac{m_0 i^2}{8p^2 a^2}, \quad (11)$$

где a – радиус трубы.

Однако Максвелловское представление о давлении поля кажется слишком формальным – нам легче и нагляднее представить происхождение такого давления, как взаимодействие единого пространственного поля и тока движущихся зарядов.

Молекула воды имеет большой дипольный момент ($P_e = 6,1 \cdot 10^{-30}$ К м), вследствие чего на расстояниях, имеющих порядок расстояния между молекулами в жидкостях ($r = 1 \text{ \AA} = 10^{-10}$ м), вокруг неё возникает сильное электрическое поле согласно:

$$E = \frac{j_1 - j_2}{d}, \quad (12)$$

откуда:

$$j \approx \frac{P_e}{4pe_0 r^2} \approx \frac{6 \cdot 10^{-30} \cdot 36 \cdot p \cdot 10^9}{4 \cdot p \cdot 10^{-20}} \approx 6B. \quad (13)$$

Это является причиной электрической диссоциации.

Следовательно, единое пространственное поле усиливает процесс диссоциации в воде, а орбитальные электроны двух атомов водорода и одного атома кислорода воды создают вокруг себя сильное неоднородное электрическое поле, что приводит к разделению воды и содержащихся в ней соединений на элементы.

Если жидкость движется со скоростью u поперек силовых линий поля с индукцией B , то в объеме жидкости наводится электродвижущая сила индукции:

$$e = u \cdot B \cdot l, \quad (14)$$

где l – длина участка жидкости в трубе.

Соппротивление участка жидкости:

$$R = \frac{1}{g \cdot l}, \quad (15)$$

где g – удельная проводимость жидкости.

Индуктированный ток в жидкости:

$$i_{\text{инд}} = \frac{e}{R} = g \cdot u \cdot B \cdot l^2. \quad (16)$$

По правилу Ленца индуцированный ток взаимодействует с полем так, что возникающая сила взаимодействия препятствует перемещению воды. Таким образом, кроме обычных гидродинамических сил, в жидкости действуют ещё и электромагнитные силы.

Магнитная индукция поля индуцированных токов:

$$B_{\text{инд}} = m_0 \cdot H_{\text{инд}} \approx \frac{m_0 \cdot i_{\text{инд}}}{l} \approx m_0 g u B l. \quad (17)$$

Сила, действующая со стороны магнитного поля:

$$F_A = g u B^2 l^3. \quad (18)$$

Эту силу можно сравнить с силой трения:

$$F_{\text{тр}} = \eta \cdot l \cdot u, \quad (19)$$

где η – коэффициент вязкости жидкости.

Сила сопротивления давления:

$$F_{\text{дав}} \approx r \cdot u^2 \cdot l^2. \quad (20)$$

Отношение силы Ампера к силе сопротивления давления называют критерием Стюарта:

$$N = \frac{F_A}{F_{\text{тр}}} = \frac{g \cdot B^2 \cdot l}{r \cdot u}. \quad (21)$$

Сравнение силы Ампера (18) с силой сопротивления давления (20) дает нам критерий Гартмана:

$$M = \sqrt{\frac{F_A}{F_{\text{тр}}}} = B l \sqrt{\frac{g}{h}}. \quad (22)$$

Если жидкость течет по трубе поперек единого пространственного поля, то при малых числах Гартмана или Стюарта поле слабо влияет на характер те-

чения, и сопротивление движению возникает в основном из-за вязкости жидкости.

При больших числах Гартмана или Стюарта вязкость жидкости отступает на второй план, сопротивление движению возникает в основном из-за взаимодействия жидкости с единым пространственным полем. В результате чего вода насыщается отрицательно заряженными ионами кислорода, то есть она является чистой. Положительные заряды водорода губительны для живого организма.

На основании изложенной теории можно сделать выводы:

1. Единое пространственное поле позволяет обеззараживать и очищать воду.
2. Импульсные электрические и магнитные поля позволяют насыщать воду ионами кислорода.
3. Пространственное поле позволяет удалять из воды тяжелые металлы.
4. С помощью импульсных электромагнитных полей можно проводить безреагентную дезинфекцию воды, уничтожать вирусы, проводить стерилизацию молока и соков, нагревать жидкость за счет увеличения внутренней энергии, создавать экологически чистые устройства с высоким коэффициентом полезного действия.
5. Использование единого пространственного поля в разработке технологии и технологических средствах для обеззараживания и очистки воды позволяет значительно сэкономить энергетические и материальные ресурсы в пустынных и полупустынных условиях Республики Узбекистан.

Список литературы

1. Халиков А.А., Колесников И.К., Кривошипин В.А. Промышленная установка очистки и обеззараживания воды импульсным электромагнитным полем//Политранспортные системы. Материалы IV Всероссийской научно-технической конференции.- Красноярск, 2006.-С.315-321.
2. Колесников И.К., Халиков А.А., Кадиров О.Х., Яронова Н.В. Влияние электромагнитного поля на свойства жидких и твердых тел.// Наука. Образование. Техника. -№4.-2007. – Ош, 2007. С. 104-106.

УДК 502.65 (575)

© Якубов С.И., Мавлянов Э.Н., Баиров А.Ж. 2011 г.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ УГОЛЬНЫХ ОРГАНО-МИНЕРАЛЬНЫХ УДОБРЕНИЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ПЛОДОРОДИЯ ПОЧВЫ И УРОЖАЙНОСТИ

Якубов С.И., зам. начальника отдела разработки инвестиционных проектов ОАО «Узбекуголь», канд. техн. наук; **Мавлянов Э.Н.**, ведущий научный сотрудник НИИ «Гидроингео», канд. сель-хоз. наук; **Баиров А.Ж.**, заведующий отделом НИИ «Почвоведения и агрохимии»

Длительное использование земель под сельскохозяйственные культуры без пополнения их органическим веществом приводит к снижению плодородия.

Даже при нынешнем состоянии внесения местного животного органического вещества масштаб-

ности и нормативного содержания гумуса в почве нет.

Поэтому в обедненных почвах органическими веществами наблюдается ухудшение химических, физических и физико-химических свойств, ослабление деятельности полезной микрофлоры.

При потребности в республике более 60-70 млн. т органического удобрения необходим иной подход для решения промышленного производства и удовлетворения потребности в них.

В настоящее время урожайность хлопчатника в почвах с содержанием гумуса 0,8-1,0% составляет 27-30 ц/га, и в дальнейшем внесение даже в больших дозах минеральных удобрений уже не оказывает большого влияния на урожайность.

Более того, при посеве таких культур, как хлопчатник и пшеница, почва обедняется питательными веществами в связи с использованием стеблей хлопчатника населением как топливо, а солому как корм для скота.

В то же время количество вносимого навоза на поля составляет всего лишь 20-25% от годовой потребности.

Это естественно увеличивает дефицит возвращаемых органических веществ в почву для образования гумуса и повышения плодородия на орошаемых почвах.

Существует множество способов получения органоминеральных удобрений из различных органических веществ и отходов, угля, торфа и др.

Новое органоминеральное удобрение, полученное путем инокулирования отходов угольного разреза «Ангренский» двумя ассоциациями микроорганизмов, содержит в своем составе органические вещества.

Применение этих отходов в качестве удобрения на полях хозяйств позволяет привлечь на службу сельскому хозяйству дополнительные резервы органического удобрения для повышения плодородия почв, увеличения производства хлопка-сырца, зерна, овощных и других культур, дальнейшего поднятия эффективности продукции сельскохозяйственного производства.

Упрощенная принципиальная схема последовательности операций подготовки угольных органоминеральных удобрений приведена на рис. 1. При этом производство нового органоминерального удобрения состоит из следующих технологических этапов:

- оконтуривание и подготовка угольных отходов к переработке;
- подготовка специально подобранной первой группы ассоциации микроорганизмов;
- инокулирование специально подобранной первой группы ассоциации микроорганизмов в подготовленные угольные отходы;
- технологическая выдержка для эффективной и результативной переработки угольных отходов в «основу» органического удобрения – компоненты гумуса;
- подготовка специально подобранной второй группы ассоциации микроорганизмов;
- смешивание второй группы ассоциации микроорганизмов с «основой» из оптимального расчета;

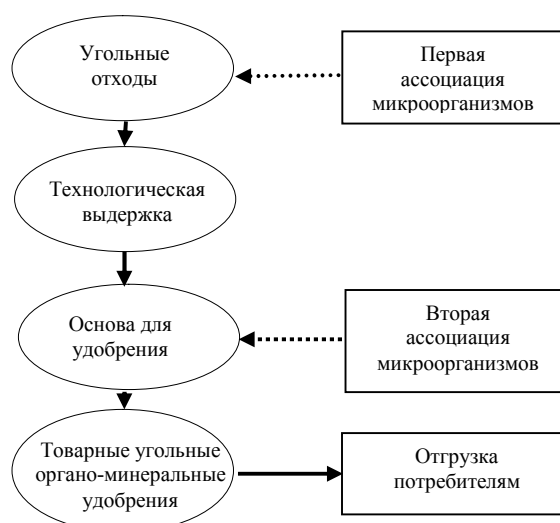


Рис. 1. Принципиальная блок-схема последовательности операций подготовки угольных органоминеральных удобрений

- определение наличия готовности товарного экологически чистого органоминерального удобрения;
- реализация потребителям.

В физическом виде данное удобрение состоит из: 52% органических веществ (угольной пыли); 23% глины; 25% мелкого песка.

В химическом смысле оно содержит: 21,7% органических веществ (по Тюрину), 0,25% общего азота, 0,12% фосфора и 0,3% калия.

В том числе подвижных: P_2O_5 – 16,9 mg/kg, K_2O – 100 mg/kg и pH – 5,5.

Экспериментальные партии данного удобрения получены на опытно-производственном цехе при непосредственной поддержке ОАО «Узбекуголь» и обеспечении исходными угольными отходами разреза «Ангренский» (рис.2).



Рис. 2. Готовые к использованию в сельскохозяйственном производстве экологически чистые органоминеральные удобрения «Супергумус» с активированными двумя ассоциациями микроорганизмов

Таблица 1

Влияние «Супергумуса» на содержание гумуса в почве

Варианты	Глубина, см	Гумус, %
Лугово-сазовые почвы, Ферганский филиал института хлопководства		
N ₂₀₀ P ₁₄₀ K ₁₀₀ (контрольные участки)	0-30	1,565
	30-50	0,85
	50-75	0,74
	75-100	0,60
N ₂₀₀ P ₁₄₀ K ₁₀₀ + Супергумус 10 t/ha	0-30	1,77
	30-50	0,95
	50-75	0,75
	75-100	0,62
Лугово-аллювиальные почвы, Хорезмский филиал института хлопководства		
N ₂₀₀ P ₁₄₀ K ₁₀₀ (контрольные участки)	0-30	0,875
	30-50	0,72
	50-75	0,65
	75-100	0,50
N ₂₀₀ P ₁₄₀ K ₁₀₀ + Супергумус 10 t/ha	0-30	0,97
	30-50	0,78
	50-75	0,60
	75-100	0,55
Типичные сероземы Ташкентской области, Юкориичирчикского района		
N ₂₀₀ P ₁₄₀ K ₁₀₀ - (контрольные участки)	0-30	1,30
	30-50	0,75
	50-75	0,73
	75-100	0,61
N ₂₀₀ P ₁₄₀ K ₁₀₀ + Супергумус 10 t/ha	0-30	1,4
	30-50	0,85
	50-75	0,75
	75-100	0,63

Экспериментальные партии органоминеральных удобрений, полученных в опытно-производственном цехе, как показано на рис. 2, имеют черный цвет, сыпучи, слабо агрегируются, запах своеобразный – углесодержащие породы, можно использовать обычные полиэтиленовые мешки.

В целях комплексного исследования свойств и влияния на почву, а также урожайности были проведены полевые испытания с привлечением ученых НИИ Микробиологии, НИИ Почвоведение и агрохимии, НИИ Хлопководства, НИИ Санитарии, гигиены и профзаболеваний, НИИ Генетики и экспериментальной биологии растений.

Органоминеральные удобрения прошли успешные испытания на орошаемых почвах севера, востока и запада Республики Узбекистан, т.е. в Хорезмском, Ферганском, Сырдарьинском филиалах НИИ Хлопководства и в Ташкентском вилояте. Почвы этих регионов естественно отличаются по многим показателям (табл. 1).

Внесение органоминерального удобрения во всех случаях повышало качество верхней зоны аэрации и снижало опасность загрязнения грунтовых вод остаточными количествами минеральных удобрений, о чем свидетельствует снижение содержания подвижных форм азота, фосфора и калия в нижележащих

слоях почв. Содержание подвижных соединений азота, фосфора и калия в пахотном горизонте изученных почв значительно больше, чем на контрольных вариантах (без внесения «Супергумуса»). Так, в восточной части Узбекистана при внесении «Супергумуса» в норму 10 t/ha на лугово - сазовых почвах Ферганского филиала института Хлопководства содержание нитратов в пахотном слое составляло 23,88% против 19,60% в аналогичном слое контрольного варианта.

В то же время содержание нитратов в нижележащих горизонтах варианта с внесением «Супергумуса» колебалось в пределах 6,0 – 8,6 mg/kg, с самыми низкими показателями (6,0 mg/kg) в глубоких слоях. А в соответствующих слоях контрольного варианта содержание его варьировало в пределах 8,0-11,6 mg/kg, с самыми высокими показателями (11,0 mg/kg) в глубоких слоях, что свидетельствует о более сильной миграции нитратов вниз по профилю почв в контрольном варианте (без внесения «Супергумуса»). На западе республики, в луговых аллювиальных почвах Хорезмского филиала института Хлопководства и на севере республики, на типичных сероземах Ташкентской области наблюдается такая же закономерность. То есть миграция нитратов по профилю почв вниз так же, как и в луговых сазовых почвах Ферганского филиала, снижается при внесении «Супергумуса» - внесение «Супергумуса» на сельскохозяйственные угодья способствует повышению содержания гумуса, азота, фосфора и калия в почве, тем самым, создавая благоприятный режим питания для растений.

Результаты исследований показали, что внесение 10 t на ha «Супергумуса» способствует повышению содержания в почве гумуса и элементов питания растений. Содержание гумуса в пахотном слое луговой сазовой почвы Ферганского филиала института Хлопководства при внесении «Супергумуса» составляло 1,77%, что больше на 0,205% по сравнению с контролем и на 0,27% больше по сравнению с исходным состоянием. Обогащение почвы гумусом наблюдается по всему профилю почвы. В пахотном слое луговой аллювиальной почвы Хорезмского филиала института «Хлопководства» и типичных сероземах Ташкентской области наблюдается такая же закономерность. В варианте, где внесено 10 t/ha удобрения «Супергумуса», содержание гумуса составляло 0,97% против 0,875% в контроле, что больше на 0,095%. Повышение содержания гумуса в почве при внесении «Супергумуса» сопровождалось увеличением содержания в почве общего содержания азота, фосфора и калия в обоих опытных участках как в Ферганской (на луговых сазовых почвах), так и в Хорезмской (на луговых аллювиальных почвах) и Ташкентской (на типичных сероземах) областях.

Внесение из расчета 10 t опытной партии органоминерального удобрения «Супергумус» на 1 ha

положительно влияет и значительно ускоряет рост и развитие растений с начальных фаз до полного созревания на лугово-сазовых, лугово-аллювиальных почвах и типичных сероземах. В табл. 2 приведена урожайность хлопчатника на опытных участках различными почвенными структурами. Как видно из табл. 2, урожайность хлопчатника на лугово-сазовых поднялась с 33,8 *ц/га* (контрольные участки) до 36,7 *ц/га* (опытные участки) или в процентном отношении на 8,6%. На лугово-аллювиальных почвах урожайность хлопчатника в результате влияния «Супергумуса» повысилась на 10,2% (с 32,2 до 35,5 *ц/га*). На типичных сероземах повысилась на 11,9% (с 29,5 до 35,2 *ц/га*). А на сероземно-луговых почвах повысилась с 36,6 до 38,4 *ц/га*.

На основании проведенных исследований НИИ Санитарии, гигиены и профзаболеваний Министерства здравоохранения Республики Узбекистан установлено, что внесение органоминерального удобрения «Супергумус» в орошаемую пашню на санитарный режим воды отрицательно не влияет, и институтом были разработаны методические рекомендации по безопасному применению органоминерального удобрения «Супергумус-3» в сельском хозяйстве. В данной методической рекомендации приведены основные физико-химические свойства, токсикологические характеристики, гигиена применения органоминерального удобрения, меры предосторожности при работе с органоминеральным удобрением, лечебно-профилактические мероприятия, а также оказания первой медицинской помощи.

В соответствии с «Положением о регистрационных испытаниях и регистрации пестицидов, агрохимбиопрепаратов и минеральных удобрений в республике» решением государственной комиссии по средствам химизации и защиты растений от 25.02. 2009 г. выдано Свидетельство за № 1 А 156 на «Супергумус-3» - органоминеральное удобрение. Согласно данному документу органоминеральное удобрение вводится на хлопчатнике в почву в норме 5-15 *т/га* с интервалом один раз в три года.

В целях отработки технологий промышленного производства угольных органоминеральных удобрений подготовлены материалы и оформлены документы на инновационный проект в соответствии с требованиями Комитета по координации науки и технике при Кабинете Министров Республики Узбекистан. Инновационный проект предусматривает освоение технологии производства органоминеральных удобрений в объеме 100 тыс. *т* в 2011-2012 гг. из отходов разреза «Ангренский» ОАО «Узбекуголь». В дальнейшем, с учетом результатов инновационного проекта, предлагается проработка Инвестиционного проекта по строительству

Таблица 2

Урожайность хлопчатника на опытных участках, *ц/га*

Регион	Почва	Контроль ФОН - без внесения «Супергумуса»	Опытный – ФОН + 10 <i>т/га</i> «Супергумуса»
Ферганский	Лугово- сазовые	33,8	36,7
Хорезмский	Лугово- аллювиальных	32,2	35,5
Ташкентский	Типичный серозем	29,5	35,2
Сырдарьинский	Сероземно- луговые	36,6	38,4

предприятия с производственной мощностью 200 тыс. *т/год* и проектной стоимостью 5,0 млн. долл. США. Реализация проекта позволяет поднятию плодородия почвы на орошаемых площадях на первый год до 20 000 *га*, на второй год 40 000 *га*, и на третий 60000 *га* земли.

Данный проект будет первым производственным предприятием, выпускающим промышленное органическое удобрение на базе угольных отходов, который в данный момент имеется в наличии в достаточном количестве.

Выводы.

1. В результате анализа различных почв востока, запада и севера республики выявлено, что на глубине пахотного слоя (0-30 *см*) при внесении нового удобрения плодородие орошаемых почв (содержание гумуса) поднималось от 7 до 10%. При этом прибавка урожая хлопка-сырца в среднем составила от 5 до 12%.

2. Проведенные исследования, согласно всем испытаниям, показали, что под действием нового удобрения улучшается минеральное питание растений, увеличивается в почве содержание гумуса и азота, усвояемых форм других основных элементов питания растений.

Увеличение дозы нового удобрения сопровождалось еще большим накоплением в почве гумуса. Содержание в почве общего азота также увеличивалось под влиянием нового удобрения, что свидетельствует о повышении активности микрофлоры почвы, особенно азотфиксирующих микроорганизмов.

В результате внедрения технологии получения органоминеральных удобрений из угольных отходов впервые в республике будет освоено инновационное промышленное производство.

В результате промышленного внедрения технологии производства органоминеральных удобрений на промышленной основе по инвестиционному проекту позволяет в течение трех лет поднять плодородие на 60 000 *га* площадях почвы и дополнительно получить урожай хлопка-сырца до 160000 центнеров в год.

КОНФЕРЕНЦИЯ В НАВОИЙСКОМ ГОСУДАРСТВЕННОМ ГОРНОМ ИНСТИТУТЕ

Мухиддинов Б.Ф., проректор по научной работе НГГИ, докт. хим. наук, профессор

Для дальнейшего развития экономики Республики Узбекистан в современных условиях требуется сосредоточение усилий науки и техники на изыскание новых подходов эффективного использования, переработки первичных и вторичных природных ресурсов и продуктов. Это способствует созданию эффективных и безотходных технологий, объединяя и координируя ведущие научно-исследовательские работы ученых и специалистов Республики Узбекистан и зарубежных горно-металлургических центров. Решение актуальных и насущных на сегодняшний день глобальных вопросов немыслимо без подготовки и подбора высококвалифицированных кадров, способных профессионально ориентироваться в обширном, стремительно развивающемся пространстве новых информационных и промышленных технологий.

За сравнительно короткий период проводимых коренных социально-политических и экономических реформ Республика Узбекистан, избравшая свой собственный путь построения демократического правового государства, следуя широко известной ныне в мире «узбекской модели» развития, сумела достичь многого в самых различных областях, включающих политику, экономику, образование, культуру и науку.

Наглядным подтверждением динамичности происходящих в республике преобразований являются достигнутые результаты за годы независимости Узбекистана, на предприятиях которого построены

и освоены многие новые производства. Все они были своевременно и полностью укомплектованы квалифицированными работниками, благодаря действующей четкой системе обеспечения кадрами, включающей подготовку дипломированных специалистов, квалифицированных рабочих и техников, переподготовку и повышение квалификации рабочих специалистов и руководителей.

Навоийский государственный горный институт расположен в промышленно развитом городе Навои, который считается одним из крупнейших производственных центров с такими крупными предприятиями, как Навоийский горно-металлургический комбинат, имеющий свои подразделения на территории четырех административных областей республики, гигантский химический комплекс НавоиАЗОТ и ряд других промышленных предприятий, для которых институт играет основную роль по снабжению высококвалифицированными кадрами. С целью повышения эффективности подготовки кадров на предприятиях организованы филиалы кафедр института для ведения совместной работы по обучению студентов, а также выполнения совместных научных проектов.

«Наука – фундамент качественного образования» – этот тезис был провозглашен в НГГИ 16 лет назад, когда образовался институт. Интеграция науки, производства и образования – одно из основных условий развития института.

Сегодня на базе кафедр вуза создано несколько инновационных центров, в которых не только решается проблема установления тесных связей между всеми участниками инновационной деятельности, но и обеспечивается повышение их роли в социально-экономическом, технологическом, образовательном развитии региона. В этих центрах реализуется полный цикл инновационного процесса – от фундаментальных научных исследований до готового, востребованного потребителем продукта.



Тесные творческие контакты НГГИ с промышленными объектами способствуют эффективному проведению совместных научных исследований, широкому привлечению к ним научных кадров – преподавателей, аспирантов, магистрантов, а также одаренных студентов.

С 12 по 14 мая 2011 г. в НГГИ прошла республи-

канская научно-практическая конференция «Перспективы развития техники и технологии и достижения горно-металлургической отрасли за годы независимости Республики Узбекистан», посвященная 20-летию независимости Узбекистана.

12 мая в Культурно-спортивном комплексе ПО «Навоийский машиностроительный завод» состоялось торжественное пленарное заседание. Конференцию открыл генеральный директор НГМК, докт. техн. наук К.С. Санакулов, который в своем выступлении подчеркнул, что комбинат за годы независимости достиг высоких темпов роста производства, а также указал основные направления хозяйственной и социальной деятельности НГМК, привел наиболее крупные инновационные проекты технико-технологического перевооружения и модернизации действующих производств, строительства новых горнодобывающих и перерабатывающих комплексов, реализуемые в рамках стратегии устойчивого долгосрочного развития комбината.

С пленарными докладами на открытии конференции выступили: П.А. Шеметов (советник генерального директора НГМК, докт. техн. наук), В.Р. Рахимов (академик АН РУз, докт. техн. наук, профессор ТашГТУ), К.С. Султанов (профессор НИИ Механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, докт. техн. наук), Р.А. Эшчанов (ректор Ургенчского государственного университета, председатель Хорезмской академии Маъмуна, профессор).

Было зарегистрировано более сотни председателей предприятий и организаций, высших учебных, научно-исследовательских и проектных учреждений Узбекистана, России, Казахстана и других стран.

Среди участников можно было встретить ведущих ученых и специалистов следующих вузов, научно-исследовательских институтов и производств: подразделение НГМК, Российский университет Дружбы народов, Казахский национальный технический университет, ТашГТИ, ТашХТИ, НИИ Уз-



ГЕОРАНГМЕТЛИТИ, Национальный университет Узбекистана, Самаркандский государственный университет, Институт общей и неорганической химии АН РУз, Институт Механики и сейсмостойкости сооружений, Институт Сейсмологии АН РУз и т.д. В работе конференции участвовали 2 академика АН РУз, более 30 профессоров, докторов наук, более 140 кандидатов наук, инженерно-технических специалистов, аспирантов и соискателей.

По окончании пленарного заседания и в тот же день конференция продолжилась вначале экскурсией по культурно-спортивному комплексу и цехам ПО НМЗ, а затем на 7-ми научно-технических секциях химико-металлургическом факультете института. Тематика заявленных в их повестку дня более чем трехсот пятидесяти докладов охватывала широкий спектр теоретических и научно-практических направлений исследований и разработок, связанных с развитием горно-металлургического комплекса:

- Современные технологии разработки месторождений полезных ископаемых.
- Передовые традиционные и альтернативные технологии по обогащению и переработке минерального сырья.
- Усовершенствование эксплуатации и модерни-



зация систем электроснабжения горных машин и оборудования горно-металлургического комплекса.

- Фундаментальные и прикладные исследования химической и металлургической технологий.

- Передовые системы автоматизации производства и программные разработки в горно-металлургической отрасли.

- Экологические и экономические аспекты развития горно-металлургической отрасли.

- История горно-металлургической промышленности и перспективы развития высшего образования в сфере подготовки кадров для горно-металлургической отрасли.

Интересные бурные обсуждения докладов прошли в каждой из секций где выступали профессора, научные сотрудники, преподаватели, аспиранты, специалисты, инженеры.

На следующий день конференция продолжила выездное заседание в г. Зарафшане. Заседание проводилось в Зарафшанском общетехническом факультете. После заседания для участников конференции была организована экскурсия по карьере Мурунтау и ГМЗ-2. Конференция прошла на высоком уровне, гости конференции высоко оценили качество организации, насыщенность программы и уровень докладчиков.

КНИЖНЫЕ НОВИНКИ



В издательстве ФАН АН РУз вышла монография «Управление взрывным воздействием на горный массив», в которой авторами Рубцовым С.К. - начальником лаборатории ВНИПИпромтехнологии, докт. техн. наук и Шеметовым П.А.

– советником генерального директора НГМК, докт. техн. наук освещены теоретические и практические вопросы управления взрывным воздействием на горный массив при открытой разработке сложноструктурных месторождений. Научно-обоснованы технические и технологические решения по методам и средствам управления и интенсификации взрывным разрушением разнопрочных рудно-породных массивов на основе комплексного использования методов БВР, базирующихся на установленных физических и технологических особенностях и закономерностях механизма действия взрыва. Приведен дифференцированный выбор параметров БВР в соответствии с информацией о структуре и прочностных свойствах пород, интенсификации взрывного воздействия на дробление рудной массы в едином процессе рудоподготовки, сейсмобезопасной технологии взрывных работ, позволяющих расширить область применения прогрессивных поточных и циклично-поточных технологий, способствующих рациональному использованию недр, имеющих существенное значение для ускорения научно-технического прогресса при открытом способе разработки сложноструктурных месторождений.

Монография предназначена для широкого круга специалистов, занимающихся открытой разработкой месторождений полезных ископаемых – научных, инженерно-технических работников, аспирантов и студентов соответствующих специальностей.