

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'sischilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Nasirov U.F.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sitenkov V.N.

Tahririyat kengashi:

Abdullayev U.M., Abduraxmonov S.A., Bibik I.P.,
Dudeskiy S.P., Kustov A.M., Lalak A.G.,
Mavlyanov N.G., Norov Yu. J., Raimjanov B.,
Rahimov V.R., Sanakulov K.S., Farmanov A.K.,
Xolmatov I.M., Xursanov X.P., Shemetov P.A.

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

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr № 0033

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

210600, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel.: 8 (436) 770-2048, faks: 770-29-32
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770437, 5770354
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru

gornvest@rambler.ru

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

Kompyuter sahifasi:

Naumova O.A.

Tahliliy guruh:

Golishenko G.N., Ardelyan T.I.

Dizayn:

Bannov A.N.

Jurnal saytini yangilab borish:

Leonov S.A.

Nashr qilindi:

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

Nashr etishga 08.07.2009 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

Раммэ В.Ю. Карьер Кальмакыр -50 лет в строю	3
Приходько В.И., Урункулов Б.Р. Организация ремонта и меж- ремонтного обслуживания горного оборудования	7
Лосевский А.А., Бодуэн Я.С. Увеличение надежности элект- роснабжения рудника Кальмакыр	8
Манахова В.А. Большой Кальмакыр – наша полувекковая судь- ба	9

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Рахимов В.Р., Чунихин С.Г., Касымов Р.М. Комплексное и полное освоение месторождений – важнейший резерв повы- шения эффективности использования недр	12
Исоков М.У., Стрельникова М.Г., Зималина В.Я., Таджиев А.С. Укрепление минерально-сырьевой базы – залог успешной работы комбината	18
Исоков М.У., Королева И.В., Цой В.Д., Таджиев А.С. Минера- лого-технологические особенности руд отработываемых ме- сторождений Ангренской ЗИФ АГМК	20
Королева И.В., Цой В.Д., Муляева Г.С. Минералого- геохимические особенности распределения меди и железа в конcentратах и шлаках МПЗ АГМК	24
Бадалов С.Т. Некоторые минералого-геохимические особен- ности благородных металлов в рудообразующих системах Ал- малыка	30
Колоскова С.М. К проблеме восполнения минерально- сырьевой базы благородных металлов Алмалык-Ангренского горнорудного комплекса	33
Ахмеров Р.З., Барсукова Н.В., Каримова Г.Г. Результаты исследований методом детальной сейсмотомографии на пло- щади Кызылалмасайского рудного поля.	38
Мирзаева Г.А., Сулейманов М.О. Геолого-структурные осо- бенности месторождения Гузаксай-Чадакского рудного поля.....	41
Мирзаева Г.А., Турапов М.К., Сулейманов М.О. К особенно- стям формирования и потенциала рудоносности Гузаксайского грабена.....	43
Кулдашев А.Г., Абдурахманов А.А. Чадакские месторожде- ния – первенцы золоторудной промышленности Республики Узбекистан	44

GEOTEXNOLOGIYA / GEOTEXNOLOGIA

Санакулов К.С. Перспективы переработки окисленных медных руд месторождения Кальмакыр	47
Дунин-Барковская Э.А., Попов Е.Л., Ахмедов Х., Умаров А.З., Мухамеджанова Д.В. Ангренское техногенное месторож- дение золота и серебра: формы нахождения и технология из- влечения благородных металлов	50
Лобанов В.С., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С., Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Шакаров Б.Ш. Классификация способов нарезки блоков и пути совершенствования технологии выпуска руды при разработке жильных месторождений	55
Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Шакаров Б.Ш., Ризаев Х.А. Пути увеличения эффективности отработки рудников Ангрен- ского рудоуправления	62
Мирахмедов А.М. Рудник Каульды: горные работы	66

Научно-технический и производственный журнал основан в 1997 году

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Насиров У.Ф.

Зам. главного редактора:

Сытенков В.Н.

Редакционный совет:

Абдуллаев У.М., Абдурахмонов С.А., Бибиб И.П.,
Дудецкий С.П., Кустов А.М., Лалак А.Г.,
Мавлянов Н.Г., Норов Ю.Д., Раимжанов Б.,
Рахимов В.Р., Санакулов К.С., Фарманов А.К.,
Холматов И.М., Хурсанов Х.П., Шеметов П.А.

Журнал зарегистрирован в узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210600, г. Навои, ул. Жанубий, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8(436) 770-20-48, факс 770-29-32
210300, г. Зарафшан, Административный корпус,
Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8(436) 5770438, 5770437, 5770354
Факс 8(436) 5721015

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

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

Компьютерная верстка:

Наумова О.А.

Аналитическая группа:

Голищенко Г.Н., Арделян Т.И.

Дизайн:

Баннов А.Н.

Обновление сайта журнала:

Леонов С.А.

Оттиснено:

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

Подписано в печать 08.07.2009 г.

Тираж 600 экз.

Усманов Х.Л., Кадырова З.Р., Шакаров Т.И. Пути утилизации флотоотходов в производстве строительных материалов	68
Ян ван Никерк Совершенствование технологии BIOX®	69
Глотов Г.Н. Повышение эффективности разработки урановых месторождений способом подземного выщелачивания	76
Наимова Р.Ш., Фурсов А.И. Сегрегация горных пород при селективной разработке техногенных образований	80
Кизимов Ф.П., Охунова Р.Х. Оценка влияния технологических показателей руды на степень извлечения золота при кучном выщелачивании.....	83

GEOTECHNIKA / GEOTECHNIKA

Каргер Р. Tarkraft: мобильная дробильная установка на открытых горных работах	86
Курбанов А.А. Базальтоволокнистый фильтр в состоянии статики и динамики	89
Болтаев М.Б. Опыт промышленной эксплуатации мобильного дробильно-перегрузочного комплекса в карьере Мурунтау	92
Болтаев М.Б. Анализ проектных решений по применению в карьере Мурунтау комплекса ЦПТ-руда.....	95

IQTISOD VA QONUNCHILIK / ЭКОНОМИКА И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО

Мавланов А.С., Абасов А.А. Производство катодной меди в соответствии с международными стандартами	97
---	----

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Филимонов А.Е. Экологические аспекты производства	98
---	----

FAN, ISHLAB CHIQARISH VA TA'LIM / НАУКА, ПРОИЗВОДСТВО И ОБРАЗОВАНИЕ

Исмаилов П.Р., Аъзамов А.А. Проблемы подготовки кадров по направлениям «Стандартизация, метрология и сертификация» и «Менеджмент качества продукции» в ВУЗах Республики Узбекистан	101
Положение о работе с творчески активными студентами.....	105

TALABALAR SANIFASI / СТУДЕНЧЕСКИЕ СТРАНИЦЫ

Сайфуллин Р.Р. Разработка системы автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре	108
---	-----

ADABIY-BADIIY SANIFA / ХУДОЖЕСТВЕННО- ЛИТЕРАТУРНЫЕ СТРАНИЧКИ

Карабалиев Д.К. Вам родной комбинат и родной город посвящается.....	110
Марченко В.С. Необыкновенный Учкудук.....	112

XABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Порядок оформления статей при публикации их в журнале «Горный вестник Узбекистана»	120
--	-----

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «TAKRAF»

На 3 стр. обложки: «Учебный центр Центрального рудоуправления НГМК»

На 4 стр. обложки: «Atlas Copco Rock Drills AB»

КАРЬЕР КАЛЬМАКЫР - 50 ЛЕТ В СТРОЮ

Раммэ В.Ю., директор рудоуправления Кальмакыр

История месторождения медно-молибденовых руд Кальмакыр неразрывно связана с именем геолога Бориса Николаевича Наследова. Хотя этот рудный район был известен еще в древности, о чем свидетельствуют обнаруженные во время разработки старинные горные выработки, и в 1925-1926 гг. обследован и описан геологом Машковцевым С.Ф. и другими, но в последующие годы месторождение детально обследовано и изучено именно Б.Н. Наследовым и им же доказана перспективность его разработки. В благодарность в г. Алмалыке Б.Н. Наследову воздвигнут памятник, установленный ныне возле здания управления АГМК.

2009 год - юбилейный год для карьера Кальмакыр ОАО «Алмалыкский ГМК», 50 лет назад он был введен в число действующих горно-рудных предприятий Республики Узбекистан.

Карьер является крупнейшим поставщиком медно-молибденовой руды для цветной металлургии республики. Строительство карьера началось в 1954 г. За 5 лет на склонах двух горных вершин: Малого и Большого Кальмакыра были нарезаны уступы, подведены железнодорожные пути из карьера к расположенным на северно-восточном борту карьера напайсайским отвалам, на которых складировались попутно добываемые руды - в рудном отвале № 9, а вскрышные породы на 3-х отвальных тупиках нижнего яруса и одном - на верхнем ярусе. В конце 60-х гг. в эксплуатацию вводятся алмалыксайские отвалы, на которых размещаются вскрышные породы с нижних горизонтов карьера.

Экскаваторные работы. В качестве погрузочно-оборудования использовались экскаваторы СЭ-3 (Уральского завода тяжелого машиностроения) и американские «Бисайрус», которые потом были заменены на экскаваторы ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 Уральского завода.

В начале 70-х гг. на карьер поставляются экскаваторы Ижорского завода ЭКГ с ковшами емкостью 8 м³, 6,3 м³ и 4 м³, а в 1974 г. на Кальмакыре монтируется первый в цветной металлургии экскаватор с ковшом емкостью 12,5 м³. В 1988 г. монтируется первый экскаватор ЭКГ-15, затем в 1990 г. - ЭКГ-20. С этого же времени начинают поступать экскаваторы ЭКГ-10, которые заменяют в карьере экскаваторы ЭКГ-8и. Это более производительные и менее энергоемкие машины, которые прекрасно показали себя в работе.

С появлением этих экскаваторов верхние уступы карьера постепенно переводятся с 15 м высоты на



Раммэ В.Ю.

высоту 22,5 м, что позволило сократить три уступа и более 10 km железнодорожных путей и контактных сетей, повысить выход горной массы с 1 пог. м железнодорожных путей с 155 м³ до 220 м³. Для заоткоски уступов при постановке их в предельное положение используется экскаватор ЭКГ-4у, а в настоящее время ЭКГ-5у с ковшом емкостью 5 м³ и с удлиненным рабочим оборудованием. Такой экскаватор имеет высоту черпания 18 м и безопасно производит заоткоску уступов высотой 22,5 м.

В настоящее время в карьере и на отвалах рудника в эксплуатации находятся 33 экскаватора из них ЭКГ-8и-8 ед. на отвалах, ЭКГ-6,3-2 ед. на буферном складе Медной обогатительной фабрики (МОФ), ЭКГ-4,6-1 ед. на погрузке балласта для железнодорожных путей. В карьере находится 22 ед., в том числе: ЭКГ -20-1 ед., ЭКГ-15-4 ед., ЭКГ-12,5-3 ед., ЭКГ-10-8 ед., ЭКГ-8-5 ед., ЭКГ-5у -1 ед. На верхних уступах карьера горную массу на автомобильный транспорт ведут отгрузку 3 экскаватора, в том числе ЭКГ-12,5 - 1 ед., ЭКГ-8и - 2 ед. На нижних уступах карьера горную массу на автомобильный транспорт отгружают экскаваторы в количестве 6 ед. Из них ЭКГ-8и - 2 ед. и ЭКГ-10 - 4 ед. Остальные экскаваторы ведут отгрузку горной массы на железнодорожный транспорт, из них 3 ед. ЭКГ-10 находятся на перегрузочных пунктах, на которые горная масса доставляется автотранспортом. В текущем году в работу намечено ввести 4-й перегрузочный пункт, на который будет доставляться горная масса автотранспортом с северного борта карьера в количестве 700 тыс. м³.

За годы эксплуатации 1954-2008 гг. и 2 месяца 2009 г. из карьера вывезено 840 млн. м³ горной массы, в том числе добыто руды за этот период 960 млн. т. К концу 2010 г. будет добыто 1 млрд. т руды. Наибольшей производительности по горной массе карьер достиг в 1989 г. - 23,6 млн. м³, по добыче руды - в 2007 г. - 26,010 тыс. т. В настоящее время производительность карьера по горной массе составляет 18 млн. м³ в год.

На сегодняшний день карьер имеет следующие размеры: длина - 3700 м, ширина - 1600 м, глубина - 450 м. В геологическом строении месторождения принимают участие осадочные, изверженные и метаморфические породы. Осадочные породы: песчаники, известняки; изверженные: кварцевые порфиры, гранодиоритпорфиры, сиенито-диориты, диориты; метаморфические: вторичные кварциты. Руды месторождения прожилково-вкрапленные. Горные породы и руды имеют интенсивную сеть трещин, раз-

бывающих массив на мелкие и крупные блоки. Коэффициент крепости по шкале проф. Протодяконова М.М. – $f=10-16$, плотность руд $2,6-2,8 \text{ t/m}^3$, пород – $2,4-2,6 \text{ t/m}^3$, коэффициент разрыхления составляет – 1,5.

Вскрытие месторождения. Месторождение расположено на северном склоне Кураминского хребта и приурочено к водоразделу рек Накпайсай и Алмалыксай. Нагорная часть от отметки +805 м до отметки +625 м вскрыта односторонними траншеями, которые сгруппированы и выведены на разные железнодорожные станции, расположенные на разных высотных отметках. С отметки +625 м горизонты вскрыты капитальной траншеей и от нее через станцию «Развязка» 4-х путным спиральным съездом со скользящими железнодорожными заездами до отметки +565 м. Ниже отметки +565 м горизонты вскрыты автомобильным скользящим съездом до отметки +430 м.

Верхние уступы с отметки +890 м до отметки +782 м обрабатываются на автомобильный транспорт с вывозкой породы на автомобильный отвал, расположенный на восточном борту карьера.

Уступы с отметки +760 м до отметки +692 м обрабатываются на железнодорожный транспорт, вскрышные породы через станцию «Отвальная» вывозятся на накупайсайские отвалы, руда - на обогатительную фабрику. Уступы с отметки +670 м до +565 м обрабатываются также на железнодорожный транспорт, вскрышные породы вывозятся через станцию «Породная» на алмалыксайские отвалы, руда - через станцию «Кальмакыр» на обогатительную фабрику.

Спиральный 4-х путный съезд с поста «Развязка» развивается по часовой стрелке, чем обеспечивается неограниченное расширение карьера без нарушения принятой схемы отработки уступов.

Система разработки. Проектом принята транспортная система разработки с вывозкой вскрыши во внешние отвалы. Перемещение фронта работ – параллельное, со спирального съезда - веерное с поворотным пунктом железнодорожных путей у съездной траншеи.

Верхние уступы имеют Г-образную форму, нижние – П-образную. В настоящее время нарезано 26 уступов, постоянно в работе находятся 17-18 уступов. Высота уступов в верхней части карьера 22,5 м, в нижней – 15 м, что обусловлено типом применяемых экскаваторов. Фронт работ на верхних уступах составляет от 300-400 м до 900-1200 м. На нижних уступах длина фронта ограничена и составляет 200-400 м. Ширина рабочих площадок в настоящее время составляет от 20 до 50 м.

Транспортировка горной массы. Применяемые для транспортировки вскрышных пород в первые годы работы рудника небольшие паровозы и вагоны-самосвалы грузоподъемностью 60 т, в последующие годы заменяются немецкими и чешскими электровозами со сцепным весом 150 т, думпкары-г/п 100 т. На верхних уступах для перевозки вскрышных пород использовались автосамосвалы грузоподъемностью

3-10 т, затем появляются автомобили МА3-525 г/п 25 т, позже автомобили БелАЗ 540 г/п 27 т.

В настоящее время железнодорожный транспорт представлен 30 тяговыми агрегатами ПЭ-2М со сцепным весом 360 т. Состав состоит из 13 думпкаров 2ВС-105 и двух моторных. Полный объем перевозимой горной массы в составе- 560 m^3 . Автотранспорт представлен автосамосвалами Terex грузоподъемностью 100 т, БелАЗ 75131 грузоподъемностью 130 т, и БелАЗ-7540 грузоподъемностью 30 т. Всего в карьере работает 4-5 ед. Terex, 8-10 ед. БелАЗ-75131 и 10 ед. БелАЗ-540.

Горная масса с верхних уступов вывозится во внешний автомобильный отвал. Горная масса с нижних уступов перевозится на 3 перегрузочных пункта, расположенных на горизонте 565 м. Расстояние между пунктами составляет 500-600 м с отдельными железнодорожными заездами на каждый пункт. Среднее расстояние откатки на верхних уступах составляет 2,5 км, на нижних - 4,5 км. В последние годы темп горных работ на верхних уступах из-за нехватки автотранспорта заметно снизился, что отрицательно сказывается на отработке нижележащих горизонтов.

Питание электровозов осуществляется постоянным током напряжением 3000 В и подается по боковой контактной сети, состоящей из медного провода МФ-150 сечением 150 мм, подвешенном на консолях на деревянных столбах с бетонными опорами, расставленными вдоль железнодорожного пути. Обратное питание осуществляется через рельсы, связанные с тяговой подстанцией.

Все составы работают по открытому циклу и не закреплены за определенными экскаваторами, а подаются под погрузку при наличии либо свободного экскаватора, либо свободного состава, что в течение смены определяет горный диспетчер. Такая схема работы позволяет наиболее полно загружать и составы и экскаваторы.

По железной дороге вывозятся 25-26 млн. т руды и около 5 млн. m^3 вскрышных пород в отвалы. Автотранспортом вывозится на перегрузочные узлы – 4-4,5 млн. m^3 горной массы, за контур карьера от 1 до 3 млн. m^3 вскрыши. В целях повышения производительности автомобилей, перевозящих горную массу на перегрузочные узлы и уменьшения затрат времени на их проезд из гаража в карьер и обратно, в карьере на неработающем уступе устроена временная площадка, где производится заправка автомобилей и устранение на них мелких неисправностей.

Отвальное хозяйство. Руда перевозится на обогатительную фабрику на расстоянии 8,6 км от станции Кальмакыр. Рядом с медной обогатительной фабрикой расположен буферный склад руды с 2-мя железнодорожными тупиками, который служит для сглаживания пиков в снабжении фабрики рудой. При слабом приеме руды на МОФ или недостаточного ее поступления по каким либо причинам из карьера (взрывные работы и другие причины) на буферном складе можно или отгружать или принимать руду. На складе стоит два экскаватора ЭКГ-6,3, каждый из

которых за год принимает или отгружает до 600-800 тыс. m^3 руды.

Вскрышные породы складываются на двух группах железнодорожных отвалов: к востоку от карьера на расстоянии 8 км на напайсайских, к западу от карьера на расстоянии 10 км - алмалыксайских.

Напайсайские отвалы имеют 4 отвальных тупика, из них на 3-х размещается пустая порода, на одном - забалансовая руда. На алмалыксайских отвалах вскрышные породы размещаются также на 3-х отвальных тупиках, на одном - забалансовая руда. За год на отвалах размещается по 2-2,5 млн. m^3 вскрыши.

Буровые и взрывные работы. Породы месторождения представляют собой скальный массив, сложенный породами различной крепости и для рыхления требуют проведения буровзрывных работ.

Первоначально для бурения пород использовались станки канатно-ударного бурения, производительность которых составляла 15 м в смену. В конце 60-х гг. станки канатно-ударного бурения заменяются на станки шарошечно-вращательного бурения марки БСВ-3, затем БСШ-2М. В начале 70-х гг. на карьере начинается очередной этап обновления горно-транспортного оборудования. Буровые станки заменяются на высокопроизводительные станки нового поколения (Воронежского и Криворожского заводов) СБШ-250, впоследствии СБШ-250МН-32, глубина бурения 32 м (при 4-х штангах). Производительность этих станков составляет 100-120 м в смену.

С учетом трещиноватости породы по взрываемости разделены условно на 3 категории: I категория - легковзрываемые ($f=6-8$) сильно трещиноватые сиениты, гранодиоритпорфиры, сиенито-диориты; II категория - средневзрываемые ($f=8-12$) мелко и средне трещиноватые с сульфидным оруденением, вторичные кварциты, гранодиоритпорфиры, измененные сиенито-диориты; III категория - трудновзрываемые ($f=10-16$) слаботрещиноватые, крупноблочные, плотные вторичные кварциты. Последняя категория пород плохо дробится при взрывных работах, что приводит к некачественной проработке подошвы уступов (это особенно наблюдается на отметках 670-625 м в юго-западной части карьера), чему способствует также и значительная обводненность скважин, достигающая в среднем по карьере 70-75%, на нижних горизонтах - 100%, из-за чего приходится перебуривать до 20 км скважин в год, так как они интенсивно заиливаются и становятся непригодными к заряданию.

Производительность станков составила в 2007 г. - 19,7 км/1ст, в 2008 г. - 20,5 км/1ст., что объясняется большой изношенностью станков (более половины парка эксплуатируется от 10 до 19 лет) и недостаточным обеспечением запасными частями. В 2008 г. на рудник поступило 3 буровых станка, что позволило несколько стабилизировать производство буровых работ. Станки СБШ -250 МН-32 по своим техническим данным весьма надежные, высокопроизводительные агрегаты, снабженные мощным компрессором, ходовой частью. Работают они надежно первые 8-10 лет, дальше ресурс их исчерпывается и возрастают простои из-за отказов в механической и электриче-

ской части. Работа буровых станков организована круглогодично только в дневное время, без выходных. В праздничные дни (их в году 9) станки не работают. Продолжительность смены - 12 ч. Две бригады работают по скользящему графику по два дня. Пылеподавление - мокрое. Вода подвозится специальными машинами - водовозами. В смену расходуется по 1,5-2 m^3 воды на каждом станке. В качестве бурового инструмента в настоящее время используются шарошечные долоты марки ОКПВ - 244,5 российского производства (г. Самара). Стойкость долот колеблется в пределах 600-1200 м/долота в зависимости от крепости пород. Средняя стойкость их по карьере составляет 780 м. За год станки пробуривают 360-380 км скважин. В 2008 г. израсходовано 412 долот. В 90-х гг. на руднике в течение нескольких лет использовались шарошечные долоты Q-4 и Q-7 производства фирмы SMITH (США). Стойкость долот составляла в среднем 2,5 км/долото, но в связи с тем, что себестоимость бурения 1 м скважины этими долотами оказалась выше российских, от их применения пришлось отказаться. В перспективе 2009-2013 гг. на карьере намечено заменить все отработавшие свой срок станки на новые. В условиях карьера на каждом рабочем уступе находится один буровой станок, обеспечивающий подготовку горной массы примерно 1 млн. m^3 , т.е. практически один экскаватор обеспечивает горной массой работой одного бурового станка. Взрывные работы, как правило, ведутся один раз в неделю, на нижних горизонтах - 2 раза в связи с интенсивной обводненностью скважин и сложностью их сохранения в целостности до начала зарядки, так как скважины заиливаются, и их приходится перебуривать. Потери скважин из-за заиливания в последние два года составили 18-19 км в год. Во взрывной день взрывается 8-10 блоков с общим числом скважин от 150 до 220. Объем взорванной горной массы составляет 300-350 тыс. m^3 . Скважины вертикальные, сетка скважин от 5*6 до 8*10 м в зависимости от крепости пород. Взрывание неэлектрическое с помощью системы «Нонель». Применяемые водоземлемые взрывчатые вещества с 1997 г. изготавливаются на собственном заводе комбината. Взрывчатка - эмульгит-30 применяется для взрывания сухих скважин, эмульгит-60 для взрывания обводненных скважин. Состав ВВ - аммиачная селитра 90%, дизельное топливо, олеиновая кислота, аммиак водный, стеклянные микросферы. Зарядка скважин осуществляется специальными зарядными машинами. Заряд в скважинах размещается сплошной колонкой, в верхней части на высоту 1/3 скважины размещается забойка инертным материалом. В обводненных скважинах в качестве забойки выступает вода.

Обслуживание железнодорожных путей. Почти вся горная масса из карьера перевозится железнодорожным транспортом. Железнодорожные пути колеи 1520 мм входят в единую железнодорожную сеть комбината. Рельсошпальная решетка состоит из деревянных шпал и рельсов Р-65, Р-50. Рельсы Р-50 в ближайшее время будут заменены на рельсы Р-65, которые в эксплуатации значительно надежнее и воспри-

нимают большие осевые нагрузки подвижного состава, достигающие до 28 т. Протяженность железнодорожных путей на руднике составляет 50 км, из них 16 км на отвалах, 34 км в карьере. Пути передвижные. По мере отработки уступов пути передвигаются на новое место несколько раз в год, на интенсивно обрабатываемых участках 4-5 раз в год.

На отвалах железнодорожный путь передвигается примерно 1-2 раза в год. Передвижка пути осуществляется тракторными путеукладчиками Т-170, в карьере их работает 8 ед., на отвалах-4 ед. Процесс передвижки заключается в следующем:

1. Передвигаемый путь разбирается на плети длиной 25 м.

2. С обоих концов плеть прицепляется к тракторам-путеукладчикам.

3. Укладчики поднимают рельсовую плеть на высоту 1-1,2 м и в таком положении переносят ее на новую заранее выровненную трассу, там, где плети соединяются в единое железнодорожное полотно.

4. После подгонки шпал, замены негодных на новые на путевое полотно подается мелкий щебень (+20+40 мм) в специальных вагонах – дозаторах, затем путеремонтная машина ПРМ-3 производит подемку и выправку пути в плане и профиле.

5. По окончании путевых работ устанавливаются опоры и производится монтаж боковой контактной сети (навеска троллейного провода).

После этих работ путь открыт для движения по нему поездов.

Путевые работы ведутся только в дневное время. На руднике имеется звеносборочная база, где производится по мере необходимости ремонт старых и изготовление новых железнодорожных звеньев. На территории этой базы хранятся новые шпалы, рельсы, скрепления, откуда они развозятся по участкам карьера. Здесь же дислоцируются железнодорожные краны, путеподъемники, мотовозы, т.е. вся вспомогательная техника на железнодорожном ходу, которая используется на ремонте и обслуживании основного горного оборудования, железнодорожных путей и контактной сети. На этом участке также производится ремонт и обслуживание всей этой техники. В работе находятся: железнодорожные краны разной грузоподъемности 16,60,80,125 т-7 ед., путеподъемники ПРМ-3-4 ед., мотовозы АЛГ, АГМУ и АГМС-4 ед., козловой кран г/п 10 т-1 ед.

Ремонт горного оборудования. Ремонт горного оборудования производится непосредственно в карьере с вывозкой узлов и деталей в механический цех рудника, который находится на территории промплощадки и включает в себя здание механического цеха с несколькими металлообрабатывающими станками, прессом, сварочными агрегатами и т.д. Здесь производится ремонт различных узлов и агрегатов, деталей для экскаваторов и буровых станков, а также ремонт эл. двигателей и узлов эл. оборудования. Кроме этого ремонт узлов и деталей ведется на ремонтно-механическом заводе комбината, где частично для рудника отливаются экскаваторные зубья, ведущие колеса и ряд других деталей. В электроремонтном

цехе комбината для нужд рудника ремонтируются электродвигатели различной мощности.

Обслуживание и эксплуатация коммуникаций электроснабжения. Электроснабжение карьера осуществляется с 4-х подстанций по воздушным линиям стационарного и передвижного типа. Сечение проводов стационарных ЛЭП - 70-120 мм², передвижных- 25-50 мм². Стационарные опоры – металлические на бетонных основаниях, передвижные в карьере - на бетонных и металлических основаниях. В последние годы рационализаторы внедрили новые основания для опор ЛЭП – 6 кВ, используя отработанные баллоны от большегрузных автомобилей БелАЗ г/п 130 т диаметром около 2 м. Такие основания очень устойчивы долговечны и легко передвигаются с места на место при помощи бульдозера.

Карьерный водоотлив. Вода в карьер поступает от атмосферных осадков, грунтовых вод речных долин Накпайская и Алмалыкская, и трещинных вод палеозойских пород в общей сложности около 450-500 м³/ч. С целью уменьшения притока воды в карьер в 1984 г. русло Алмалыкская в 2 км от карьера было перекрыто плотиной. Между долиной Алмалыкская и Накпайская под хребтом пройден тоннель сечением 6 м² длиной 930 м, и по нему вода была отведена в русло Накпайская. В последующем под хребтами было пройдено еще 2 тоннеля и вода отведена по ним в русло Саук-булакская. Общая протяженность тоннелей составила 5918 м. Таким образом, приток воды в карьер сократился примерно в 2,5 раза и в настоящее время составляет в среднем 200 тыс. м³ в месяц.

Для удаления рудничной воды на нижнем горизонте размещается водоотливная установка, состоящая из 4 насосов ЦНС 300/320. Насосы установлены на металлической платформе и попарно подключены к двум трубопроводам диаметром равным 320 мм. В работе обычно находятся два насоса. Трубопроводы по уступам карьера поднимаются и выходят на борт карьера на отметку +660 м. Концы трубопроводов заходят в 2-х секционный отстойник, где вода частично осветляется и подается через стационарную насосную станцию на свинцовую обогащательную фабрику для технологических нужд. Среднемесячный объем откачки воды составляет 200 тыс. м³. Потребление воды на собственные нужды составляет в среднем:

- на бурение скважин – 550-600 м³/месяц;
- на орошение автодорог с целью пылеподавления – от 5 до 20000 м³ в месяц (максимум в жаркое время года).

Рудничная вода для полива зеленых насаждений не годится, так как содержит ряд ядовитых компонентов (продукты взрывов, масел и др.).

Перспективы развития карьера. В конце 2009 г. намечена передвижка двухпутного спирального съезда в новое положение, что позволит ввести в отработку рудные площади ниже отметки +580 м и обеспечить стабильную добычу руды с этих горизонтов в течение 7-8 лет.

Дальнейшая отработка нижних горизонтов связана с намечаемой в будущем внедрением циклично-поточной технологии.

ОРГАНИЗАЦИЯ РЕМОНТА И МЕЖРЕМОНТНОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Приходько В.И., главный механик рудоуправления Кальмакыр ОАО «Алмалыкский ГМК»; Урункулов Б.Р., начальник участка центрального ремонта рудоуправления Кальмакыр ОАО «Алмалыкский ГМК»

Организация ремонтно-механической службы рудоуправления Кальмакыр строится по принципу централизации ремонтных работ, с четким распределением функций по ремонтному обслуживанию.

Ремонт оборудования и техническое руководство его эксплуатацией осуществляет ремонтно-механическая служба, которая является производственно-функциональным подразделением рудоуправления и возглавляется главным механиком рудоуправления.

Персонал службы главного механика, осуществляющий ремонт оборудования, сосредотачивается в составе участка централизованного ремонта (УЦР).

УЦР выполняет: капитальные, текущие ремонты оборудования, монтаж вновь поступающего оборудования, демонтаж и разделку в металлолом списанного оборудования, ремонт трубопроводов и насосных установок карьерных водоотливов. УЦР участвует также в ликвидации аварий оборудования, доставляет к экскаваторам и буровым станкам запасные части, материалы, инструмент. Ремонтный персонал УЦР совместно с эксплуатационным персоналом выполняет также все работы по замене канатов на экскаваторах всех типов.

Кроме того, УЦР с входящим в его состав механическим цехом выполняет работы по изготовлению запасных частей, ремонту узлов и сборочных единиц оборудования для узлового метода ремонта.

Наиболее трудоёмкие работы: ремонт оборотных редукторов экскаваторов и буровых станков, ремонт ковшей ёмкостью 5 м³, 6,3 м³, 8 м³, 12,5 м³, 15 м³ с заменой передних стенок, ремонт рукоятей, стрел экскаваторов.

Ремонтный персонал участка централизованного ремонта работает круглосуточно по непрерывному графику, механические мастерские работают в две смены по непрерывной рабочей неделе.

Руководство рабочими бригадами осуществляют сменные мастера через не освобожденных бригадиров. Организация труда рабочих специализированных бригад регламентируется картами организации труда. Нормативная численность рабочих специализированных бригад определяется по среднегодовой трудоёмкости ремонтных работ.

Основные методы ремонта, широко применяемые на рудоуправлении – это узловой и агрегатный, позволяющие повысить качество ремонта, сократить простои оборудования. При узловом методе

ремонта, изношенные узлы заменяются заранее отремонтированными или новыми. Снятые узлы после ремонта и восстановления поступают в запас (оборотный фонд). Потребность в оборотном фонде для рудоуправления определяется в зависимости от количества однотипных узлов и машин, а также продолжительности их ремонта по расчетной формуле:

$$N = \frac{(t_1 - t_2)X}{D},$$

где N – оборотный фонд узлов;

t₁ – время ремонта узла;

t₂ – время с момента снятия узла до установки;

X – количество однотипного оборудования, подлежащего ремонту за определенный период (месяц, квартал, год);

D – количество рабочих дней за тот же период.

При агрегатно-узловом методе ремонта горного оборудования ремонт сводится к демонтажу изношенных узлов и агрегатов и монтажу отремонтированных оборотных.

Экскаватор или буровой станок поднимается домкратами, выкатывается своим ходом изношенная ходовая тележка, а отремонтированная закатывается, опускается экскаватор или буровой станок, затем меняются стрелы, рукоять, ковш, редукторы поворотных, напорных подъёмных механизмов. Параллельно производится ремонт и покраска кузова, кабины и т.д. Узловой метод ремонта позволяет, когда это технически возможно и экономически целесообразно, производить капитальные ремонты рассредоточено, в дни плановых остановок на текущий ремонт, с некоторым увеличением продолжительности этих остановок.

Рассредоточение капитального ремонта во времени позволяет существенно сократить время на специальную остановку оборудования на ремонт. Так как при этом одновременно с текущим выполняется капитальный ремонт.

Организация межремонтного обслуживания оборудования. Межремонтное обслуживание основного горного оборудования осуществляют суточные бригады экскаваторов и буровых станков совместно с ремонтным персоналом карьеров и участков.

Руководство бригадами по межремонтному обслуживанию осуществляют механики карьеров, участков, которые в административном порядке подчиняются начальнику карьера, участка, а по

Таблица

**Норматив периодичности и продолжительности ремонтов
основного горного оборудования экскаваторов**

Наименование оборудования	Масса, t	Вид ремонта	Продолжительность между ремонтами, h	Продолжительность одного ремонта, h	Число ремонтов в цикле
Экскаватор на гусеничном ходу ЭКГ-5У, ЭКГ-6,3, ЭКГ-8И, ЭКГ-10	380 - 410	ТО	530	12	62
		T ₁	1590	120	29
		T ₂	32025	720	1
		K	51240	1800	1
Экскаватор на гусеничном ходу ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, ЭКГ-20	770	ТО	660	24	56
		T ₁	1990	144	26
		T ₂	38430	1080	1
		K	57645	2160	1
Экскаватор на гусеничном ходу ЭКГ-4,6, ЭКГ-5А	190	ТО	530	12	52
		T ₁	1590	96	24
		T ₂	8480	360	2
		K	25440	700	1
Буровой станок шарошечного бурения СБШ – 250 МН, РД – 10	70	T ₁	250	48	78
		T ₂	12000	530	1
		K	19800	750	1

техническим вопросам – главному механику рудоуправления. Механики карьеров, участков являются представителями заказчика (карьера, участка) при ремонте оборудования участком централизованного ремонта. Главной задачей механиков карьеров, участков является надзор за правильной эксплуатацией оборудования и исправным состоянием оборудования, обеспечение его безотказной и производительной работы. В соответствии с этим каждый механик карьера участка обязан:

- обеспечить техническую подготовку к проведению ремонтных работ;

- контролировать плановость, своевременность и качество работ по ремонту и техническому обслуживанию оборудования, соблюдение правил технической эксплуатации оборудования и правил техники безопасности.

Потребность рудоуправления в запасных частях обеспечивается путем:

- получения запасных частей с машиностроительных заводов через существующую систему снабжения;

- изготовлением новых и реставрацией бывших в работе деталей и узлов на центральном механическом заводе ОАО АГМК и механических мастерских рудоуправления.

Для создания неснижаемого запаса деталей на центральном складе рудоуправления отделом главного механика устанавливается номенклатура неснижаемого запаса.

Многолетний опыт эксплуатации горного оборудования различных типов и модификаций показывает, что наиболее экономически выгодно иметь однотипное оборудование, выпускаемое одним заводом, что позволяет сократить номенклатуру и количество неснижаемого запаса оборотных узлов и запасных частей на складе.

Исходя из местных климатических и горно-геологических условий и опыта многолетней эксплуатации горного оборудования на карьерах, участках Кальмакырского рудоуправления установлен норматив периодичности и продолжительности ремонтов основного горного оборудования (табл.).

УДК 621.331.025.3

© Лосевский А.А., Бодуэн Я.С. 2009 г.

УВЕЛИЧЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ РУДНИКА КАЛЬМАКЫР

Лосевский А.А., бывший главный энергетик рудоуправления Кальмакыр; **Бодуэн Я.С.**, начальник участка электроремонтных работ рудоуправления Кальмакыр

Рудник Кальмакыр по величине входит в десятку крупнейших горно-добывающих медных предприятий мира, отсюда и повышенный круг решаемых проблем надежности электроснабжения горных машин напряжением 6 kV переменного тока. Для этого на бортах карьера построены три совмещенные подстанции 110 /35 /6 kV с суммарной мощностью трансформаторов 145 MW. Основная нагрузка в карьере представлена в табл.:

От подстанций напряжение подается двадцатью воздушными линиями (ВЛ) электропередач в карьер и шестью на отвалы. Средняя длина ста-

ционарной и передвижной частей линий – по два километра.

Стационарные ВЛ – 6 kV выполнены в зависимости от рельефа местности и пересечения с другими коммуникациями на металлических опорах в габарите 110, 35, 6 kV, а также на железобетонных и деревянных с железобетонными пасынками. Спуски в карьер выполнены на универсальных металлических опорах с пригрузами высотой 11 м.

Передвижные опоры деревянные с основаниями как железобетонными устаревшей конструкции типа ПЖ – 1, так и новейшей, из отслуживших срок экс-

плуатации шин большегрузных автосамосвалов, которые обладают большей долговечностью, удобны в транспортировке бульдозерами по карьерному полю, не ломаются во время взрывных работ из-за эластичности, а в перспективе при применении опороперевозчиков будут очень удобны для работы манипулятора при строительстве передвижной линии электропередачи. Штыревые стеклянные и фарфоровые изоляторы интенсивно заменяются на штыревые полимерные как практически не подвергающиеся разрушению во время взрывных работ, не гигроскопичные, имеют лучшие диэлектрические параметры.

Приключательные пункты – упрощенный вариант ЯКНО – 6, без каких-либо защит, имеют мощные сани, не подвергающиеся деформации при перемещении любой бульдозерной техникой.

На экскаваторах все масляные выключатели заменены на электровакуумные, усилена высоковольтная изоляция до 10 kV, модернизированы высоковольтные кольцевые токоприемники, разработана уникальная концевая разделка питающего кабеля, что вместе с ограничителями от перенапряжений снижает риск повреждений в сетях 6 kV.

На подстанциях на каждом отходящем фидере смонтированы последовательно по два электровакуумных выключателя, и к каждому подключены автономно микропроцессорные комплекты защит от замыканий на землю «Зеро» производства компании «Объединённая энергия», которые практически исключают ложные срабатывания.

Очень хорошо показали себя в эксплуатации ячейки, где на обеих ступенях защиты от замыканий на землю выдержка времени $t=0$ с к каждой ВЛ – 6 kV,

Таблица

Экскаваторы Ижорского завода	Количество штук
ЭКГ – 12,5; ЭКГ – 15, СД-1250 kW, тр - р 250 kW	8
ЭКГ – 10, СД – 630 kW, тр - р 160 kW	8
ЭКГ – 8, СД – 520 kW, тр - р 160 kW	6
Водоотливные насосы ЦНС 300, 500 kW	4
Буровые станки СБШ – 250, тр – р 400 kW	17
На отвалах экскаваторы: ЭКГ – 8и, СД- 520 kW, тр – т 160 kW	10

как правило, подключены не более одного экскаватора с ёмкостью ковша более 12,5 м³ и буровые станки, или не более двух экскаваторов с ёмкостью ковша до 10 м³.

На крупных горных машинах установлены системы мягкого запуска четырехмашинных агрегатов, что позволило избавить соседние потребители от посадок напряжения в сети в момент запуска экскаватора и снизить уставки максимальной токовой защиты почти вдвое меньше чем пусковой ток синхронного электродвигателя, оставив токовую отсечку на уровне 1600 А.

Для управления всем этим сложным комплексом необходима надежная связь на каждой горной машине, у диспетчера, руководителей ремонтных и наладочных служб, на специальных автомобилях, подстанциях, мотовозах установлены радиостанции фирмы «KENWOOD» ТК – 980, а у линейного горного персонала и технических служб находятся переносные радиостанции ТК 480. Сотовая связь с любым абонентом дополняет существующую. Весь комплекс технических мер позволил свести на нет простой горных машин из-за неполадок в сетях 6 kV.

УДК 622

© Манахова В.А. 2009 г.

БОЛЬШОЙ КАЛЬМАКЫР – НАША ПОЛУВЕКОВАЯ СУДЬБА

Манахова В.А., начальник отдела кадров рудоуправления Кальмакыр

*Я стою у карьера на крыше,
где обзор и охват трибунный.
А внизу медной грудью дышит
Кальмакыр, словно город шумный.*

*Там, внизу, по науке боя
медь в кольцо огневое взята.
Там в высоких тугих забоях
жизни повесть ведут ребята.*

*Это люди большого дара,
ветераны почетной книги:
Наш бурлищик Касым Сапаров,
экскаваторщик Подвигин.*

*Не наград, не тисцеславья ради,
подтвержденьем горняцкого слова,
Наши Нарушев, Иевлев, Чадин
на рекорды выходят снова.*

*А.Г. Дубов, машинист экскаватора рудника
Кальмакыр*

Рудник Кальмакыр – это крупнейшее горнодобывающее предприятие цветной металлургии не только Узбекистана, но и СНГ. Строительство рудника началось в 1954 г. и 1 июня 1959 г. был подписан акт о сдаче его в эксплуатацию. В 2000 г. к руднику был присоединен рудник Сары-Чеку на правах карьера, и Кальмакыр был переименован в рудоуправление Кальмакыр.

С первых дней правительство страны направляло лучших специалистов из разных уголков для строительства рудника, которому придавали важное значение, учитывая огромный его потенциал. Одним из первых прибыл на строящийся рудник Бодуэн Станислав Любимирович из Алапаевского рудника. Он стал первым главным инженером строящегося рудника. С его участием пробита первая траншея, запущены первые экскаваторы и другие горные машины. А в 1960 г. на руднике уже работал токарем его сын, Ярослав. Это был его первый шаг в становлении будущего по-

томственного горняка. С 1974 г. и по сегодняшний день Ярослав Станиславович трудится в рудоуправлении начальником специализированного участка по наладке горного оборудования, и лучших специалистов в городе не сыскать.

Рудник строился на месте небольшого поселка. Сюда приходили работать местные ребята. Так среди рабочих буровых станков оказался и Байматов Абдувайт, работавший на строящемся руднике с 1951 г., сначала забойщиком, затем – разнорабочим, а с 1954 по 1959 гг. – помощником машиниста бурового станка. В 1959 г. он окончил курсы машинистов и стал управлять канатно-ударным станком. В 1987 г. он уходит на заслуженный отдых. Вслед за отцом пришли на рудник и два его сына, без отрыва от производства они окончили вечернее отделение Ташкентского политехнического института, старший – Абдураим – по специальности горные машины и оборудование, младший – Абдумавлян – открытые горные работы. Оба работали на Кальмакыре, продолжая дело отца. Сейчас на участках рудника работают уже три их внука. Сложилась семейная династия.

Вообще на Кальмакыре много славных династий, слава о которых гремела не только в Узбекистане. Это Подвигоны, Муратовы, Сапаровы, Кураловы. На стройку рудника приезжали люди со всей страны, специалисты из Казахстана, Урала, Армении, Владикавказа, центра России. Приехал из Армении в 1955 г. молодой машинист экскаватора Кузьма Николаевич Иванов. Это был его третий рудник по добыче цветных металлов. Его сразу заметили, оценили его работу. Ему было поручено поднять первый ковш руды на новом руднике Кальмакыр, когда добрались до рудного тела. Его бригада была самой лучшей, вместе с ним работали Коромысленко Владимир, Жданов Иван, Голиков Григорий. Самый большой рекорд, установленный ими 2 млн. 800 тыс. м³ горной массы при плане 1 млн. 200 тыс. м³. В 1972 г. Кузьма Николаевич как лучший машинист рудника направляется в Каджаранский комбинат в Армению для участия во всесоюзной трудовой вахте, где занял призовое место с вручением памятного знака и ценного подарка. Он награжден Орденом Трудового Красного знамени, несколькими медалями.

Одним из последователей Иванова К.Н. был Нарушев Михаил Андреевич, замечательный труженик. Несмотря на то, что он уже 13 лет находится на пенсии, на руднике до сих пор помнят его ювелирную работу на экскаваторе. Это был самый грамотный и творчески работающий человек. Любой текущий ремонт экскаватора он производил самостоятельно. Подготовил более 30 машинистов, которые и сейчас продолжают его дело. Добрую память о себе оставил и Петрунин Григорий Сергеевич, который со своей бригадой пятилетку выполнил за 3,5 года. За эти годы на руднике сложилась целая плеяда машинистов экскаватора, вписавших в летопись Кальмакыра страницы трудовых побед. Это: Бикмурзаев Роман, Западненко Василий Нестерович и Подвигин Вениамин Родионович – герои Социалистического труда, Гава Василий Христианович, Гунько Алексей Николаевич,

Дугаев Николай Иванович, Абдулвели Рефат Керимович, Ивашин Василий Иванович, Костенко Алексей Николаевич, Чеботарев Николай Степанович, Чадин Юрий Михайлович, Захаров Сергей Александрович, Анухин Михаил Ефимович, который и сегодня с достоинством работает на руднике.

Показывали рекорды и машинисты буровых установок. Одним из них является Иевлев Николай Кузьмич, который при плане 25 км пробуривал 40,5 км. Когда он переходил на другую работу по состоянию здоровья, его установка, проработавшая три амортизационных срока, выглядела как новенькая. Так бережно работал на ней Николай Кузьмич, кавалер Ордена Ленина. В настоящее время он работает слесарем на вскрышном карьере рудника. Добрую память о себе оставил еще один буровик – Куралов Юлдаш. Уроженец поселка, на месте которого теперь рудник, он всю свою трудовую деятельность провел на Кальмакыре. Сейчас он на пенсии, но продолжают трудиться трое его сыновей. С теплом вспоминают на руднике буровиков Еремина Михаила Андреевича, Сапарова Касыма – героя Социалистического труда, Шаровьева Андрея Афанасьевича, бурового мастера.

Работников Кальмакыра отличает преданность родному предприятию и верность избранной однажды профессии. За 50 лет существования рудника на нем работали всего два главных механика. Это Борошок Михаил Семенович и ныне работающий Приходько Валерий Ильич, проработавший 47 лет на руднике, из них главным механиком – 39 лет. Авторитет Валерия Ильича очень высок, его считают знающим горное оборудование механиком не только в рудоуправлении, но и на всем комбинате. Благодаря его четким действиям планово-предупредительные ремонты в карьерах проводятся в кратчайший срок и с высоким качеством.

И главных энергетиков на руднике было тоже два: Крыжевич Сергей Павлович и Лосевский Алексей Алексеевич, ныне работающий - из 45 трудовых лет он 30 лет работает главным энергетиком. Он также принадлежит к династии, так как его отец Лосевский Алексей Сергеевич был одним из первых строителей рудника.

Бессменным начальником участка механосборочных работ была до октября 2003 г. Антонова Валентина Степановна, проработавшая на руднике 48 лет.

Старейшим работником рудника и начальником ПТО является Ярошевич Валентин Васильевич, который в сентябре 1962 г. молодым специалистом приехал из Владикавказа, прошел большую школу горного дела в карьере и в производственно-техническом отделе рудоуправления, с 1975 г. являясь бессменным его начальником. В трудовой книжке другого ветерана Кальмакыра Белоцерковец Раисы Николаевны, геолога центрального карьера, всего одна запись – рудник Кальмакыр, дата приема – 1959 г., а затем путь – от пробщицы до и.о. главного геолога рудоуправления. Долгое время главным геологом рудника был Головин Александр Федорович.

Важной составной горняцкого труда является маркшейдерская служба. Долгое время главным

маркшейдером рудника работал Важаев Василий Григорьевич, затем Тимашева Фаина Марковна, отличный труженик с феноменальной способностью к анализу, преданная комбинату до настоящего времени, несмотря на пенсионный возраст продолжает трудиться в маркшейдерской службе комбината, делясь своим богатейшим опытом с молодыми работниками. Возглавляли маркшейдерскую службу Серавин Борис Михайлович и Куклюшкина Лариса Николаевна, нынешний главный маркшейдер рудоуправления.

Славу Кальмакыра ковали не только горняки. Без труда экономистов, бухгалтеров не было бы полного рассказа о 50-летнем пути рудоуправления. Первым бухгалтером Кальмакыра был Филиппов Павел Васильевич, многолетний опыт бухгалтера накопил Насыровой Майей Зинатовной, Масифулиной Асей Александровной. 30 лет проработала начальником планового отдела Жикоренцева Клавдия Афанасьевна, посвятившая свою жизнь любимому делу до пенсии. Бессменным начальником отдела охраны труда и техники безопасности был Петухин Виталий Игнатович, в высшей степени принципиальный и требовательный специалист, его работу продолжил Трус Николай Степанович. Начальником отдела труда и заработной платы была ветеран труда Нестерова Валентина Ивановна.

В период с 1959 г. и до наших дней коллективом рудоуправления руководили прекрасные руководители, горняки, прошедшие большую школу становления горного предприятия. Первым директором рудника был Бикинеев М.М., а следом пришли Тарасов Виктор Григорьевич, Березин Андрей Ильич, Егоров Юрий Григорьевич, Токарев Дмитрий Ильич, Матыцын Альберт Николаевич, Раммэ Виктор Юрьевич, нынешний директор рудоуправления. На его долю выпало немало испытаний: работа в условиях жесточайшего дефицита техники и запасных частей, а теперь и реконструкция карьеров рудоуправления с внедрением нового горного оборудования для достижения рекордных объемов добычи медной руды. Много сил и знаний вложено им в поднятии престижа инженерной мысли, с его участием была активизирована рационализаторская и изобретательская работа ведущих специалистов рудника. Это сразу дало ощутимые результаты. Достаточно сказать о том, что в самые непростые годы существования рудника, например в 2007 г., объем добычи руды достиг проектного уровня.

На Кальмакыре начинали свою славную биографию Аранович Виктор Львович, Деды Владимир Юсуфович, Светлов Аркадий Иванович, Дабижа Сергей Иванович, ставшие впоследствии главными специалистами комбината. Неотъемлемой частью горного производства является диспетчерская служба рудоуправления. От её четкой и профессиональной работы зависит многое: и ритмичная отгрузка руды на фабрику, и максимальная загрузка горного оборудования, и четкий доклад руководству о действительном положении дел на текущий момент. Поэтому в диспетчерской всегда трудились самые надежные и грамотные горняки. Долгие годы бессменным диспетчером был Югай Лев Александрович, Полуяхтов Иван Степано-

вич, Тухватулин Ашрафт, почти 25 лет трудился диспетчером Сапаргалиев Сагындык, в настоящее время – на заслуженном отдыхе. Сегодня на вахту выходят диспетчеры Гаврушев Олег Александрович, Канн Анатолий Александрович, Назиров Молдраим, Атабаев Шавкат Мирабдулаевич.

В начале 90-х гг. острым встал вопрос с обеспечением предприятия кадрами, особенно специалистами, которых не готовила республика. Первоочередной проблемой стала подготовка кадров собственными силами в учебных заведениях республики и Алматы. Многих специалистов нам дал вновь открытый филиал Навоийского горного института, выпускники которого стали пополнять ряды горняков. Молодой сменой стали бакалавры этого вуза, уже проявившие неплохие качества будущих руководителей. Это Тажиев Умид, Мавлянов Абдулла, Мавлонов Шухрат, Саюсупов Бахром, Сиддилов Ихтиер и другие. Хорошо зарекомендовали себя выпускники Ташкентского технического университета Хальмирзаев Тахир, Парпиев Анвар, Ишанходжаев Зокир. Несколько лет комбинат готовил инженеров энергослужбы в Томском политехническом университете. Хорошая теоретическая база, желание работать отличает ребят, вернувшихся в родной город из сибирского вуза. Цариков Константин, Волковский Александр, Тупалов Алексей, Гараев Марат, Урунбаев Миркамал, Жуков Андрей, – все они сегодня трудятся на руднике, являясь ведущими специалистами. Это надежная опора и будущее Кальмакыра. Немало ребят, окончивших колледжи, приходят сегодня на участки и карьеры рудоуправления, осваивают горняцкие профессии, становятся полноправными рабочими. Ежегодный конкурс мастерства, проходящий в канун Дня горно-металлургической промышленности, выявляет лучших машинистов экскаватора. Призовые места за последние четыре года занимали Бусыгин Артем, Урунбаев Миркамил, Курбанов Бекзод, Каюмов Улугбек и другие.

Сегодня рудоуправление Кальмакыр продолжает славные трудовые традиции, являясь одним из основных производств ОАО «Алмалыкский ГМК». И сейчас в карьерах рудника трудятся замечательные машинисты экскаватора Федоров Александр Юрьевич, его сын Юрий, завоевавший в 2008 г. звание «лучший по профессии машинист экскаватора», Абдубаитов Шикирбек, машинист буровых установок Измайлов Эбазир, Бикмухамедов Хасан, Турсунов Абдумалик, Молчанов Алексей Иванович – токарь, проработавший на руднике 46 лет.

Сложилась новая трудовая династия Абдубаитовых, Ирнарзоровых, Муратовых, Бурибаевых, Акимбековых. Пишется новая биография Кальмакыра. Гордостью горняков стало событие, когда в 1998 г. одним из первых Героев труда независимого Узбекистана стал наш рабочий – Турдиев Жонсаит – машинист экскаватора Центрального карьера, в 2005 г. он ушел на заслуженный отдых, оставив работать на руднике трех своих сыновей.

В 2008 г. золотую звезду Героя Узбекистана получил еще один наш работник, машинист экскаватора

Рахманов Сайдали Парманович.

Значит, курс, взятый 50 лет назад, был верный, люди, работавшие на сложном и тяжелом производстве, понимали, что их труд необходим Родине, они свои силы, знания и опыт отдавали своему любимому

делу. Залежи Кальмакыра рассчитаны еще на много лет, и нынешнему поколению горняков, их детям и внукам предстоит много работать, чтобы не уронить славных традиций поколения 50-х-90-х гг. XX века.

УДК 622.1; 622.14

© Рахимов В.Р., Чунихин С.Г., Касымов Р.М. 2009 г.

КОМПЛЕКСНОЕ И ПОЛНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ – ВАЖНЕЙШИЙ РЕЗЕРВ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР

Рахимов В.Р., зав. кафедрой «Маркшейдерское дело» ТашГТУ, академик АН РУз, профессор, докт. техн. наук; **Чунихин С.Г.**, старший научный сотрудник ТашГТУ, канд. геол.-мин наук; **Касымов Р.М.**, директор ГП Научно-производственного центра геологии благородных и цветных металлов

Оптимизация уровня комплексности использования георесурсов и, в том числе, крупных многокомпонентных месторождений должна базироваться на системном подходе к их оценке, на учете конъюнктуры рынка и на решении задачи полного обеспечения хозяйства страны минеральными ресурсами. Она должна производиться на всех стадиях освоения месторождения: при его выявлении, изучении, разведке и отработке, а также при переработке добытых полезных ископаемых, использовании отходов производства (хвостов обогатительных фабрик, пылей и шлаков металлургических заводов и др.) и вскрышных пород, при вовлечении в переработку забалансовых руд и отвалов рудников.

Следует отметить, что до настоящего времени вопросы разведки и разработки месторождений решаются с позиции узковедомственных отраслевых интересов, т.е. каждое предприятие разведывает и эксплуатирует только свое «полезное ископаемое». Предприятия различных подотраслей цветной металлургии разрабатывают и используют в основном только руды цветных металлов в соответствии с профилем своей подотрасли; предприятия промышленности стройматериалов – только стройматериалы, зачастую теряя при этом большое количество рудных и нерудных попутных компонентов.

Анализ использования георесурсов недр показывает, что вследствие узковедомственных подходов в работе геологических, горнодобывающих и горноперерабатывающих отраслей и предприятий, а также в связи с низкой достоверностью геологоразведочной информации, неполно и некомплексно используются запасы многих видов полезных ископаемых, особенно попутных полезных компонентов.

Потери полезных ископаемых, как правило, весьма высокие – обычно превышают 10-20% и в отдельных случаях достигают – 35%, а отходы при переработке добытого полезного ископаемого достигают 90 и бо-

лее процентов. Во многих случаях отходы одних предприятий могут служить сырьевой базой для других предприятий и отраслей, однако это обстоятельство на практике используется недостаточно.

В результате снижается содержание металлов в рудах и растут объемы отходов. В связи с этим, степень комплексности освоения месторождений полезных ископаемых до настоящего времени остается относительно низкой. Из огромного количества добываемых в республике полезных ископаемых, и вынимаемой при этом из недр горной массы, в конечную продукцию попадает лишь малая часть, что свидетельствует о наличии больших резервов и возможностей для повышения полноты и комплексности использования георесурсов недр. Суммарная извлекаемая ценность из недр, при комплексном использовании месторождений увеличивается в отдельных случаях от нескольких десятков процентов, до двух и более раз. Поэтому уровень комплексности использования минерального сырья должен быть установлен оптимальным, т.е. таким, который обеспечивает максимальную экономическую эффективность отработки месторождений.

Более комплексное использование георесурсов недр позволяет существенно сократить число разведываемых и эксплуатируемых месторождений, соответственно уменьшить объем нарушенных горными работами площадей, а также снизить экологическую нагрузку на окружающую среду. Таким образом, освоение недр с учетом комплексного использования всех полезных ископаемых и природных ресурсов может обеспечить огромный экономический эффект в рамках хозяйства страны.

Ниже, в качестве примера выявления резервов полного и комплексного использования недр, приводится практика оценки уникального штокрверкового комплексного золото-цветно-редкометального месторождения Алмалык.

При этом отмечается, что наибольшая полнота и комплексность использования запасов месторождения достигается при его комплексной системной оценке, на динамической основе с применением компьютерных технологий.

Согласно оценке выдающегося геолога, минералога и геохимика России и Средней Азии, академика Александра Евграфовича Ферсмана Карамазар (юго-восточное окончание Кураминского хребта в Тяньшане) самый насыщенный месторождениями и рудопроявлениями различных полезных ископаемых район [1].

Самой высоко продуктивной на полезные ископаемые является северная часть Карамазара – Алмалыкский горнорудный район, а наиболее ценным и крупным месторождением в Алмалыкском рудном районе является месторождение Алмалык.

По мнению профессора С.Т. Бадалова и авторов данной статьи месторождение Алмалык по масштабу запасов и комплексности руд являются уникальным месторождением мирового масштаба. В его составе имеются четыре участка: гигантские – Кальмакыр и Дальнее, крупный – Сарычеку и средний по масштабу запасов и параметрам – Кызата, которые в настоящее время официально считаются самостоятельными меднопорфировыми месторождениями. Принимая во внимание высокую комплексность состава руд данных месторождений и отсутствие явной связи значительной части оруденения со штоками гранодиорит-порфиров, нами предлагается отнести данные участки (месторождения) к золото-цветно-редкометалльному типу. При этом Кальмакыр и Дальнее по своей сути являются территориально единым гигантским мегаучастком месторождения Алмалык, а Сарычеку и Кызата его же территориально обособленными отдельными участками, но все четыре участка (месторождения) имеют практически единый генезис, петрографо-минералогический состав и одинаковые геохимические особенности.

Кальмакыр и Сарычеку в настоящее время разрабатываются открытым способом. Дальнее, запасы которого утверждены в 1983 г., числится как резерв для восполнения выбывающих мощностей Кальмакырского карьера.

Месторождение Кызата предполагается отрабатывать подземным способом. Сегодня обеспеченность Кальмакырского рудника (карьера) балансовыми, утвержденными ГКЗ запасами, при достигнутой рудником производственной мощности и планируемом ее увеличении составляет многие десятки лет, а с учетом запасов Дальнего – более чем столетие.

Несмотря на очень высокую степень геологической изученности Алмалыкского района и месторождения Алмалык, на сегодняшний день все еще остаются не доизученными многие важные вопросы их геологии, в том числе вопросы образования и

возраста кварцевых порфиров D_1^2 , генезиса месторождения Алмалык, границ общего комплексного оруденения (штокверка) в плане и по вертикали и др.

Хотя Кальмакыр и Дальнее уже дважды или даже трижды детально разведывались и следовательно многократно статически оценивались по соответствующим статическим кондициям посредством подсчета запасов и утверждением их в ГКЗ, все же мы вынуждены констатировать, что они не являются достаточно разведанными. Подтверждением данного заключения может служить скважина К-1098, глубиной 750,2 м, расположенная в плоскости разреза VII-Б, на южном его фланге (участок СЗ Балыкты), вскрывшая золотое оруденение за пределами подсчетного контура меднорудного штокверка, всего в 80 м от него. Высокие содержания золота отмечаются на глубине 180–189,5 м; содержание золота, на мощность 9,5 м, составляет 167,6 г/т и серебра – 60,7 г/т; на глубине 215–225,5 м содержание золота, на мощность 10,5 м – 2 г/т и на глубине 566–575,1 м содержание золота, на мощность 9,1 м – 1,9 г/т. На забое скважины содержание золота, на интервал 11,2 м составляет 0,4 г/т.

Аналогичным образом не учтены при разведке месторождения (исключены из контура подсчета запасов) интервалы с высокими содержаниями серебра по скв. К-293, разрез 1-К, участок Карабулак (6,2 м в интервале глубины 456,5–462,7 м; содержание серебра – 261,5 г/т, что по действующим кондициям равнозначно содержанию меди 5,2%). По всему месторождению более 50 скважин закрыто в богатой руде (по меркам Алмалыка) с содержанием меди на забое более 0,4%. Кроме того, более 100 скважин закрыто в рядовой балансовой руде с содержанием меди 0,2–0,4%. Десятки скважин закрыты в руде с содержанием меди менее 0,2%, но с высоким содержанием золота или молибдена.

В настоящее время оценка крупных и уникальных месторождений производится также как и мелких, и средних месторождений на основе статического, как правило, недостаточного системного и комплексного принципиального подхода, базирующегося на неизменных, на весь срок отработки месторождения технико-экономических показателях и технологиях достигнутых на момент оценки месторождения горно-перерабатывающим предприятием, эксплуатирующим оцениваемое или ближайшее к нему месторождение. Это приводит к тому, что принятые при подсчете запасов статические кондиции вскоре перестают соответствовать фактическим условиям горно-перерабатывающего производства и, тем самым, приводят к снижению полноты и качества отработки месторождений. Эффективность работы горно-перерабатывающих предприятий при этом также значительно снижается. Тем самым принципиальный статический подход к оценке крупных и особенно уникальных по запасам место-

рождений ведет к недоучету и игнорированию всех предстоящих изменений за длительный срок отработки крупных месторождений. Вследствие этого, он при оценке крупных месторождений приводит к многочисленным ошибкам и грубым технико-экономическим просчетам, к задержке или даже к прекращению изучения и разведки месторождений; к обоснованию не лучших или даже ошибочных параметров кондиций; к непониманию истинного характера и масштаба месторождений; к не лучшему или ошибочному выбору технологии разработки, к ухудшению экологии, к составлению низкокачественного или даже ошибочного (убыточного) проекта.

Примером этого может служить оценка гигантского уникального железорудного месторождения «Кривой Рог». Статический подход к оценке привел к тому, что сначала месторождение было понято как месторождение окисленных железных руд с содержанием железа в руде свыше 50%, разрабатываемых подземным способом. На основе этого решения длительное время месторождение разрабатывалось подземным способом в ограниченных объемах. Однако спустя десятилетия выяснилось, что на самом деле основную ценность месторождения Кривой Рог составляют некондиционные по содержанию железа (при первоначальной оценке месторождения) и нуждающиеся в обогащении железистые кварциты с содержанием железа в руде на уровне 20-30%, но которые можно разрабатывать более экономичным и безопасным открытым способом, имеющие многократно больший масштаб запасов по сравнению с окисленными железными рудами, благодаря чему практика строительства и работы криворожских ГОКов: Северного, Южного, Ингулецкого и др., показала, что показатели объемов производства и приведенных затрат (капитальных и эксплуатационных) на выплавку стали из железистых кварцитов добытых открытым способом намного экономичнее, чем при выплавке ее из более богатых окисленных руд добытых подземным способом.

К ошибкам и просчетам оценки месторождения Алмалык на основе статического подхода следует отнести:

1. Отрицательную оценку промышленной значимости участка Кальмакыр данную Гудалиным Г.Г. в 1930 г.

2. Отрицательную оценку промышленной значимости участка СЗ Балыкты данную Зениным в 1933 г.

3. Первоначальную трактовку участка Кальмакыр как месторождения окисленных и вторичных сульфидных руд.

4. Решение 1952 г. об отведении площади участков Центральный и Карабулак под отвалы пустых пород. В результате на участке Центральный были построены две стационарные железнодорож-

ные станции – Кальмакыр и Породная, и проложена капитальная железнодорожная трасса Кальмакыр – МОФ.

5. Отрицательная оценка участка СЗ Балыкты Бутевой Е.Р. в 1954 г.

6. Отрицательная оценка участка СЗ Балыкты Ачкасовой Е.Б. в 1960 г.

7. Ограничение Гипроцветметом в 1970 г. параметров Кальмакырского карьера в плане и предельной глубины отработки – отметками дна карьера на уровне +390 ÷ +330 м; а также исключение из контура карьера участка Джаныбек.

8. Решение Гипроцветмета (ТЭО расширение медного производства АГМК, 1970 г.) об отработке участка Центральный двумя малыми карьерами глубиной 300 и 200 м.

9. Заложение в проект отработки месторождения Кальмакыр цикличной технологии и железнодорожного транспорта на вывозке руды и вскрыши. В результате рудник Кальмакыр не смог обеспечить рудой в полном объеме Алмалыкскую МОФ, выстроенную по проекту Гипроцветмета на 38 млн. т. Максимальная достигнутая годовая производительность рудника Кальмакыр в 1987 г. составила 26 млн. т руды и 23 млн. м³ по горной массе [2].

10. Принятие в проекте Алмалыкского медеплавильного завода экологически несовершенной технологии отражательной плавки, при которой сернистые газы (более 100 тыс. т серы в год) выбрасываются в атмосферу.

Оценка отдельных участков месторождения Алмалык (Кальмакыра, Дальнего и др., квалифицируемых в настоящее время как самостоятельные месторождения) производилась на индивидуальной (недостаточно системной и недостаточно комплексной) основе.

Запасы участков (месторождений) Кальмакыр и Дальнее оконтурены при подсчете запасов по бортовому содержанию натуральной меди, хотя помимо меди в их рудах содержатся еще золото, молибден, осмий, свинец, цинк, серебро, сера и другие полезные компоненты (рис.). Хотя уровень комплексности использования минерального сырья на АГМК очень высок, однако, следует учесть, что с пиритом (извлечение которого на Алмалыкской МОФ в медный концентрат составляет всего лишь около 20%), сфалеритом, галенитом и магнетитом (практически не извлекаемыми сегодня при обогащении медных руд на Алмалыкской МОФ), а также молибденитом (извлечение его в медный концентрат около 45%) уходящими в хвосты теряется значительная часть общей ценности руд месторождения.

Статическая оценка (несистемная и некомплексная) участков Кальмакыр и Дальнее месторождения Алмалык обусловила также наличие в настоящее время значительных резервных мощностей в металлургическом переделе медеплавильно-

го завода (МПЗ) АГМК, т.к. суммарная проектная мощность отражательной печи и печи КФП значительно превышает фактический объем годовой переработки медных концентратов.

Действующие кондиции на Кальмакыре и Дальнем разработаны на основе статического подхода, несогласованные между собой и не соответствуют действующим ценам на металлы на мировом рынке. Кроме того, бортовое содержание в руде установлено по меди, вместо более правильного обоснования его по условному основному компоненту.

В связи с этим, в целях оптимизации полноты, комплексности и эффективности отработки месторождения Алмалык необходимо провести пересмотр действующих кондиций в Алмалыкском рудном поле и разработать новые единые оптимизированные кондиции для всего месторождения Алмалык на основе динамического, или даже правильное сказать комплексно-системно-динамического подхода.

Под динамическим принципом оценки крупных цветнорудных месторождений подразумевается их оценка с учетом изменения во времени и пространстве количественной и качественной характеристики запасов, горно-геологических условий разработки, технико-экономических показателей добычи и переработки минерального сырья, потребности в минеральном сырье и других условий и обстоятельств.

Использование динамического принципа оценки месторождений позволяет учесть научно-технический прогресс, изменение потребности и цен на продукцию, повышение комплексности использования сырья и снижение себестоимости производства.

Наряду с этим динамический принцип позволяет также учитывать и удорожающие факторы: увеличение глубины разработки и расстояния транспортировки пород в отвалы, повышение цен на энергоносители и материалы и др.

Динамический подход к оценке месторождений должен осуществляться параллельно с системным и комплексным подходом, т.к. совместное их применение дает возможность более глубоко и всесторонне оценить месторождение и эффективность его промышленного освоения.

Определение производственной мощности горного предприятия и срока его существования целесообразно производить с учетом прогнозных запасов.

Одним из наиболее важных вопросов оценки крупных месторождений является обоснование промышленных кондиций.

При динамическом подходе к обоснованию кондиций приемлемы те же формулы и приемы, которые используются при статическом подходе к

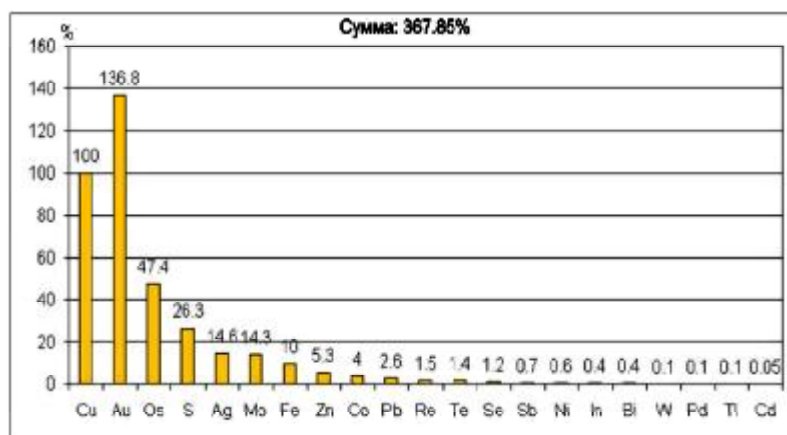


Рис. Соотношение ценностей основного и попутных полезных компонентов в балансовой руде месторождения Кальмакыр

их обоснованию, однако величины стоимостных и технологических показателей, участвующих в расчетах, подставляются в формулы в зависимости от времени и места их применения. Тем самым при динамической оценке месторождений формулы, применяемые при статической оценке, наполняются новым смыслом, приобретают новые содержания и дают другой качественный результат при их применении в расчетах.

Например, при статическом определении минимального промышленного содержания используется известная формула:

$$C_{\min} = \frac{3}{C \cdot I} 100\%,$$

где 3, C, I - соответственно затраты на добычу и переработку полезного ископаемого; цена на готовую продукцию, за 1 т и сквозной коэффициент извлечения полезного компонента из руды в готовую продукцию.

При динамической оценке месторождений расчет минимального промышленного содержания ($C_{\min}$) для каждого определенного момента времени в процентах можно производить по формуле:

$$C_{\min} = \frac{3(t)}{C(t) \cdot I(t)} 100\%,$$

где 3(t) - суммарные, зависящие от времени, затраты на разведку, добычу, транспортировку, извлечение полезного компонента в готовую продукцию и внепроизводственные расходы;

C(t) и I(t) - соответственно зависящие от времени, цена за готовую продукцию и сквозное извлечение полезного компонента на каждый конкретный момент отработки тела (блока) полезного ископаемого. Кондиции для подсчета запасов необходимо обосновывать в тесной увязке с эксплуатационными кондициями, однако, при этом целесообразно четко разграничить сферы применения тех и других.

Динамический принцип оценки месторождений реализуется посредством разработки дифференци-

рованных значений кондиций для отдельных участков, рудных тел и их блоков с учетом прогнозных условий и сроков их отработки. При этом необходимо разрабатывать кондиции на весь срок отработки запасов месторождения (включая и прогнозные).

При динамической оценке анализируемых месторождений необходимо учитывать следующие важнейшие ее особенности:

1. Крупные и уникальные месторождения благородных, цветных и редких металлов – долгоживущие сильно изменчивые во времени и пространстве системы.

Эксплуатация таких месторождений обычно затягивается на многие десятки или даже на несколько сотен лет, а отдельных из них (с перерывами в эксплуатации) – более чем на тысячу лет.

2. За время разработки крупных и особо крупных (уникальных) месторождений может неоднократно и кардинально измениться технология добычи и переработки руд, а также технический парк механизмов на руднике, обогатительной фабрике и на металлургическом заводе.

3. Фронт работ на карьере все время перемещается в пространстве и изменяется по протяженности.

4. За весь срок отработки месторождения количество и качество обрабатываемых запасов и отгружаемой рудником руды на обогатительную фабрику многократно изменяются.

5. Цены на благородные и цветные металлы также сильно изменяются во времени, как правило, в сторону их повышения.

В заключении следует сказать, что вопрос кардинальной переоценки месторождения Алмалык уже назрел и дальнейшее его откладывание наносит значительный экономический, социальный и экологический ущерб государству и населению района.

Статический подход к оценке крупных рудных месторождений, срок отработки которых составляет многие десятки, а то и сотни лет, неприемлем в силу несоответствия данного подхода характеру горно-перерабатывающего производства, отличающегося большой изменчивостью во времени и в пространстве, и, потому, должен быть заменен на динамический подход.

Предлагаемая методика динамической оценки месторождений и обоснования кондиций позволяет учитывать фактор времени при оценке месторождений, выгодно используя положительные моменты метода дисконтирования и нейтрализуя его негативные стороны.

При обосновании кондиций для подсчета запасов невозможно и ненужно добиваться высокой точности расчетов эффективности отработки месторождения, главное определить порядок его эффективности и предпочтительность одного варианта кондиций – другому их варианту.

В связи с тем, что разработка крупных и уникальных рудных месторождений представляет большую экономическую, экологическую, социальную и политическую значимость и все эти аспекты должны учитываться при оценке месторождений, а также в связи с тем, что их динамическая оценка базируется на компьютерных технологиях обработки информации, действующих по принципу «да» – «нет», при оптимизированной оценке эффективности отработки крупных месторождений необходим единый комплексный показатель эффективности, который можно рассчитать по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{ек}} = \Pi_{\text{х}} + \mathcal{E}_{\text{пол}} + \mathcal{E}_{\text{соц}} + \mathcal{E}_{\text{экол}} + \mathcal{E}_{\text{пр}},$$

где $\mathcal{E}_{\text{ек}}$ – единый комплексный показатель эффективности разработки месторождения;

$\Pi_{\text{х}}$ – хозяйственная прибыль;

$\mathcal{E}_{\text{пол}}$ – политический эффект;

$\mathcal{E}_{\text{соц}}$ – социальный эффект;

$\mathcal{E}_{\text{экол}}$ – экологический эффект;

$\mathcal{E}_{\text{пр}}$ – прочая эффективность отработки запасов.

При этом основной составляющей в формуле является хозяйственная прибыль.

Вариант разработки месторождения, обеспечивающий максимальную хозяйственную прибыль, как правило, является оптимальным. На его основе формируются кондиционные и некондиционные запасы.

В отдельных случаях при определении оптимального варианта разработки запасов предпочтение может быть отдано политическому, социальному, экологическому или какому-нибудь другому эффекту.

Определение хозяйственной прибыли может быть произведено по формуле:

$$\begin{aligned} \Pi_{\text{х}} = & \sum_{t=1}^T [A_0(t) \times C(t) \times I_0(t) \times \Pi_0(t) + \\ & \sum_{t=1}^T A_n(t) \times I_n(t) \times \Pi_n(t)] \times [1 - E_{\text{пр}}(t)] - \\ & - \sum_{t=1}^T 3_s(t) \times 1/[1 - E_{\text{пр}}(t)] - \sum_{t=1}^{T+T_c+T_p} K \times 1/[1 - E_{\text{пр}}(t)] \\ & + \sum_{t=1}^T \mathcal{E}_{\text{д.о.}}(t) \times [1 - E_{\text{пр}}(t)]^{T-1}, \end{aligned}$$

где $A_0(t)$ и $A_n(t)$ – соответственно запасы полезного ископаемого и попутно добываемого нерудного сырья в течении года, зависящие от времени их отработки;

$C(t)$ – среднее содержание суммы содержаний основного и попутных полезных компонентов, приведенных к основному (условному) компоненту, зависящее от времени;

$I_0(t)$ и $I_n(t)$ – соответственно сквозное извлечение полезного компонента и нерудного сырья из недр в готовую продукцию, зависящее от времени;

$C_0(t)$ и $C_n(t)$ - соответственно цена за единицу основной и попутной готовой продукции, изменяющаяся во времени;

T - срок отработки месторождения, лет;

$Z_j(t)$ - годовые затраты горно-перерабатывающего предприятия на производство готовой продукции, исключая амортизационные отчисления на полное восстановление;

K - капитальные вложения в строительство горно-перерабатывающего предприятия, включая затраты на разведку месторождения, а также на поддержание мощности;

T_c - срок строительства предприятия, лет;

T_p - срок разведки месторождения, лет;

$\Pi_j(t)$ - удельная прибыль на 1 работника в год;

$\mathcal{E}_{д.о.}(t)$ - эффект от использования минерального сырья готовой продукции в других отраслях народного хозяйства;

$E_{np}(t)$ - коэффициент приведения разновременных ценностей к одному году, зависящий от времени.

В случае необходимости определения сравнительной эффективности отработки месторождения по вариантам кондиций, например, по вариантам бортового содержания каждому варианту присваиваются свои индексы, эффективность по каждому варианту определяется по приведенной выше формуле определения хозяйственной прибыли, а затем сравнительная эффективность определяется как разность вариантов.

Предлагаемый критерий хозяйственной эффективности принимаемых решений в области разработки полезных ископаемых синтезирует в себе, как органические составляющие, такие критерии как прибыль, рентабельность, себестоимость, а также комплексность использования и полнота отработки запасов.

Применение отдельных элементов динамического подхода к оценке месторождения Алмалык позволило Средазнипроцветмету (ответственный исполнитель С.Г. Чунихин) в 1970 г. научно и технически обоснованно рекомендовать ГКЗ снижение кондиций на руды месторождения Алмалык и базирующееся на этом значительное расширение границ Кальмакырского карьера и карьера Дальний, а также значительно увеличить проектный срок деятельности Кальмакырского рудника. Проектным решением Гипроцветмета 1970 г. завершение срока отработки участка Кальмакыр предполагалось в 1997 г. – интенсивный вариант и в 2005 г. – экстенсивный вариант.

Дальнейшая более солидная проработка вопроса динамической оценки месторождения Алмалык, выполненная Ташгостехуниверситетом (ТашПИ) в 1981 г. (научн. руковод. акад. АН РУз. В.Р. Рахимов, отв. исполн. к.г.м.н. С.Г. Чунихин) подтвердила правильность рекомендаций Средазнипроцвет-

мета и выявила дополнительные резервы в части укрепления минерально-сырьевой базы Алмалыкского ГМК за счет оптимизации параметров кондиции и значительного дополнительного расширения предельных границ объединенного карьера Кальмакыр-Дальний.

Более того, институт Гипроцветмет в своих работах (1983 и 1995 гг.) пришел, практически полностью, к тем же параметрам кондиций и границ карьеров, которые были рекомендованы Средазнипроцветметом в 1970 г. и частично к рекомендованным ТГТУ в 1981 г.

В настоящее время госпредприятием РУз, Научно-производственным центром «Геология благородных и цветных металлов» на основе комплексного учета всех имеющихся в рудах месторождения Алмалык промышленно-интересных полезных компонентов и системно-динамического подхода к оценке месторождения, а также применения компьютерных технологий на месторождении (участке) Дальнее выявлены значительные дополнительные ресурсы промышленных руд, что косвенно подтверждает реальность рекомендаций ТГТУ, 1981 г., в части расширения проектных границ карьера Дальнее.

При этом в отдельных случаях, даже отмечается целесообразность частичного дополнительного расширения границ карьера, по сравнению с рекомендациями ТГТУ, 1981 г.

Подводя итог вышесказанному следует сказать, что пример оценки крупного (уникального) цветнорудного штокверкового комплексного месторождения Алмалык показывает: переход от статического подхода к оценке данного типа месторождений к комплексно-системно-динамическому подходу их оценке позволяет значительно увеличить полноту и комплексность отработки и использования их запасов, а также предотвратить многие стратегические ошибки в планировании работы горноперерабатывающих предприятий: застройку городов и поселков, размещение промышленных объектов и отвалов карьеров на площади месторождений и на прилегающих перспективных площадях.

Экономическая эффективность рекомендованного перехода к комплексно-системно-динамической оценке каждого крупного или уникального месторождения составляет от нескольких десятков до сотен миллионов, или даже до нескольких миллиардов долл. США.

Список литературы:

1. Бадалов С.Т. "Минералогия и геохимия эндогенных месторождений Алмалыкского рудного района". Изд-во "Наука" УзССР, Ташкент, 1965.
2. Сигедин В.Н. "Алмалыкская жемчужина". Ташкент, ИПК "Шарк", 1999 г.

УКРЕПЛЕНИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ – ЗАЛОГ УСПЕШНОЙ РАБОТЫ КОМБИНАТА

Исоков М.У., директор ИМР, канд. геол.-минер. наук; **Стрельникова М.Г.**, ведущий специалист ГКЗ РУз; **Зималина В.Я.**, зав. сектором «Методика разведки» ИМРа, докт. геол.-минер. наук; **Таджиев А.С.**, главный геолог Алмалыкского ГОКа

В последнее время геологоразведочные работы проводятся по геометрической сетке, установленной для данной группы месторождений без учета изменчивости их строения. В результате относительно более простые части месторождения разведываются нормально, а сложные остаются недоразведанными. Это связано с тем, что недостаточно полно анализируется фактический материал в процессе проведения разведки и эксплуатации и не учитывается необходимость изменения методики при возникающих осложнениях. Одним из направлений, способствующих эффективному проведению геологоразведочных работ, является анализ достоверности разведки рудных месторождений с целью ее рационализации и повышения эффективности и следовательно создания условий для максимально рентабельной отработки промышленных руд с необходимой полнотой и качеством, что к тому же тесно связано с народнохозяйственной задачей по охране недр.

Результаты исследований позволяют выработать рекомендации для укрепления минерально-сырьевой базы соответствующих горнодобывающих предприятий. Это особенно необходимо для месторождений, характеризующихся сложным геологическим строением и крайне неравномерным распределением оруденения. На таких объектах практически невозможно оконтурить рудные тела по естественным геологическим границам: это удастся сделать только по данным опробования (согласно утвержденным кондициям). Указанное, а также ряд других обстоятельств – несовершенство методики разведки, погрешности опробования, необоснованная интерпретация геологоразведочных данных, несоответствие систем отработки месторождений морфологии и размерам рудных тел, выборочная эксплуатация обогащенных участков, чрезмерное разубоживание руд и большие потери в недрах при добыче, транспортировке и др. (Зималина В.Я., 1992 г.) послужили причиной значительных расхождений разведанных и отработанных запасов металла на некоторых месторождениях драгоценных металлов.

В статье рассматриваются причины расхождения утвержденных запасов с фактическими на месторождениях Чадакского рудного поля – Пирмираб и Гузаксай, разрабатываемых уже более 30 лет. Авторами в течение двух лет проводилась ревизия запасов на упомянутых месторождениях с целью определения реального состояния минерально-сырьевой базы рудника. К настоящему времени балансовые запасы месторождений Пирмираб и Гузаксай по категориям C_1 и C_2 практически отработаны, при этом по ряду блоков выявлено неподтверждение подсчитанных запасов

по геологическим и техническим причинам (Исоков М.У., Исанова Г.Р., Зималина В.Я., 2002 г., Эгамбердиев А., 1997 г.). Действующий рудник в настоящее время отрабатывает остатки запасов в уступах Гузаксайского карьера и запасы участков Северный Акбулак, Северный Гузаксай, Мазар утвержденные в небольших количествах ГКЗ РУз в 2003 г. На месторождениях осталась часть забалансовых запасов, а также запасы промышленных категорий в охранных целиках, которые должны быть списаны. По месторождениям Пирмираб и Гузаксай в соответствии с действующими «Методическими рекомендациями...», 2006 г. проведена ревизия запасов по всем утвержденным и отработанным рудником блокам путем сопоставления утвержденных запасов с данными добычи. Проанализированы все запасы: разведанные, погашенные, приращенные и списанные с баланса. При этом выявились некоторые закономерности. С 1990 по 2004 гг. по месторождению Пирмираб за счет добычи погашено 67% запасов золота категории C_1 и 15,5% по категории C_2 из числа утвержденных и приращенных после генерального подсчета. В добычу были также вовлечены руды из числа забалансовых (переведенных рудником в балансовые) из категории C_1 – 11,6%, из категории C_2 – 20,8%. За эти годы в связи с неподтверждением запасов рудником было списано 9,3% золота из запасов категории C_1 и 31,9% из категории C_2 . Переоценены и переведены в забалансовые запасы из категории C_1 – 14,3%, из C_2 – 55,8%. Общее количество оставшихся запасов золота формально составляет по категории C_1 – 37,7%, по категории C_2 – 40,1% от количества утвержденных ГКЗ и приращенных из недр. Количество промышленных запасов золота, отработку которых можно считать экономически выгодной, намного меньше и составляет по категории C_1 – 13,2%, по категории C_2 – 23,5% от общего их количества, утвержденного и приращенного рудником. По месторождению Гузаксай за этот период было добыто около 39,6% запасов золота по категории C_1 и 12,7% по категории C_2 , а также 94,6% из числа забалансовых запасов по категории C_1 . Приращенные рудником из недр запасы золота составляют по категории C_1 – 27,9%, по C_2 – 3,9%, из забалансовых руд в категории C_1 переведено 15,5% от общего количества запасов, утвержденных ГКЗ. В связи с неподтверждением запасов авторами к списанию с Государственного баланса полезных ископаемых РУз рекомендуются запасы золота категории C_1 – 14,1% и категории C_2 – 1,3% от общих утвержденных запасов, количество промышленных или подлежащих отработке запасов золота категории C_1 – 60,9% и категории C_2 – 67,7% от первоначального их количества. В ходе анализа всех

материалов по разведке, доразведке и эксплуатации месторождений Пирмираб и Гузаксай выявлено следующее:

- при подсчете запасов по данным разведки и проведенных добычных работ (с учетом горно-технических условий отработки) в качестве контуров рудных тел служили естественные границы кварцевых (кварц-кальцитовых) жил;

- выявленные по данным эксплуатационного опробования действительные границы рудных тел часто не совпадают с геологическими контурами кварцевых жил, что свидетельствует о наличии более сложных закономерностей в пространственном распространении золото-серебряного оруденения, которые не всегда были выявлены на этапе их разведки (по сети 40x40 m);

- крайне сложные закономерности размещения золотого оруденения от горизонта к горизонту (по падению) не всегда были заверены восстающими, что повлияло на достоверность вывода средних значений подсчетных параметров в некоторых блоках;

- сложные закономерности локализации золото-серебряного оруденения выражаются в весьма неравномерном распределении золота и серебра, как по мощности так и по простиранию и падению кварцевых жил даже в пределах относительно небольших по объему эксплуатационных блоков;

- в пределах подавляющего большинства проанализированных эксплуатационных блоков (жилы № 8, 8а, 9, 10, 10а, 14а) оруденение носит столбообразный или гнездообразный характер, что выражается случаями чередования в очистном пространстве рудных лент и слоев (при камерно-столбовом способе отработка осуществляется слоями, а опробование производится по почве каждого слоя) с абсолютно безрудными.

Последствия от постепенного изменения содержания золота (или мощности) против подсчетного гораздо значительнее, чем от резкого их колебания (рудные ленты, слои), по следующим причинам:

- постепенная или «закономерная» составляющая изменчивости характеризуется значительной длиной полуволны, для достоверного улавливания которой теоретически нужно пройти три пересечения;

- при постепенном снижении (против данных разведки) содержаний полезных компонентов или мощности рудного тела в пределах геологического блока появляются значительные (иногда до размеров самого блока) по мощности и по площади безрудные участки (окна), из-за которых в подавляющем большинстве случаев резко ухудшаются почти все параметры геологического блока. Часто в таких случаях, заключенные по данным разведки в подобном геологическом блоке запасы после проведения нарезных и горноподготовительных работ, переводятся в забалансовые или абсолютно непригодные для отработки, что приводит к значительному неподтверждению запасов.

При этом нужно учесть, что роль постепенных снижений параметров подсчета в пределах геологических и эксплуатационных блоков неравнозначна. Постепенное снижение содержаний в пределах эксплуа-

тационного блока приведет к появлению безрудных или некондиционных участков с размерами одного или двух эксплуатационных блоков, запасы которых могут быть компенсированы за счет других выемочных единиц, что не приведет к значительному неподтверждению запасов в геологическом блоке;

- резкое снижение содержаний полезных компонентов почти всегда чередуется с резким увеличением параметров оруденения. Чем больше частота, тем менее заметна роль колебаний. Резкие изменения содержаний полезных компонентов или мощностей не приводят к значительному неподтверждению запасов в пределах целого эксплуатационного блока в силу относительно малых размеров (мощности, площади) безрудных участков и интервалов опробования, которые компенсируются за счет взаимно чередующихся рудных участков и интервалов.

Отмеченные в ходе ревизии случаи неподтверждения разведанных и утвержденных запасов зачастую связаны именно с постепенным уменьшением на стадии эксплуатации содержания золота (или мощности) против подсчитанных в пределах значительной части геологического блока. Подобные причины связаны с природными особенностями кварцевых жил и нами отнесены к геологическим факторам неподтверждения. Ревизия и анализ данных по добыче показывают на наличие и техногенных причин неподтверждения запасов. В блоках С₁-115 (Южный Пирмираб, жила № 10), С₁-207 и С₁-210 (II Южный, жилы № 9 и 9а) запасов золота погашено соответственно на 32, 45 и 56% меньше, чем было утверждено. Пересчет запасов этих блоков с учетом эксплуатационного опробования показал хорошую сходимость подсчетных параметров с утвержденными запасами (сходимость 98%), что дает основание предположить наличие: искусственного разубоживания руды на 33,4% для увеличения ее количества и выполнения плана по руде в блоке С₁-115, а также шихтовки ее бедными рудами из других блоков; сверхнормативных потерь на 31 и 26,5% по руде плюс разубоживания на 32,4 и 51,9% в блоках С₁-207 и С₁-210 соответственно; совместного учета погашенного количества руды и металла по разным эксплуатационным, геологическим блокам или даже жилам.

К методическим факторам неподтверждения данных разведки по итогам ревизии запасов можно отнести:

- искусственное оконтуривание рудных тел при подсчете запасов по итогам разведки. При увязке отдельных рудных тел игнорировались утвержденные ГКЗ кондиции - в подсчетный контур включались мощные интервалы пустых пород (более 8,0 m, вместо допустимых 3,0 m);

- объединение разных жил в одну. Так в блоке С₁-112 в одну жилу (жила № 10) были объединены две разные (№ 10 и № 14а). В качестве довода приводится факт необходимости подсчета запасов в геологических контурах кварцевых и кварц-карбонатных жил и образования больших мощностей для упрощения системы будущей отработки (по отдельным сечениям мощность рудного тела достигает 15 m). При этом нарушаются не только принципы применения пара-

метров кондиций, но и системы отработки крутопадающих жил, т.е. в геологическом блоке С₁-112 (на плане в форме вздутой жилы) мощность тела намного превышает ширину очистных лент, что привело к сверхнормативным потерям при добыче и неподтверждению утвержденных запасов.

Наряду с анализом причин расхождений данных разведки и отработки было прослежено движение запасов - количество добытых, погашенных и доразведанных, а также списанных рудником. После изучения материалов можно отметить следующее:

- остатки запасов от погашения по участкам, жилам и рудным телам должны быть подсчитаны не по сумме запасов, а по запасам отдельно взятых геологических блоков;

- прирост запасов по результатам доразведки не всегда соответствует тем цифрам, которые приводятся в ежегодных отчетах представленных для учета в Госгеофонд. Необходимо разделять реальный прирост запасов и перевод запасов из низких категорий в более высокие.

Так, в отчете за 2004 г. прирост запасов по Пирмирабу составляет 224 у.е. золота (без ранжирования на категории), хотя реальный прирост рудника из недр не

превышает 130 у.е. Рудничная геологическая служба к приросту приплюсовала и переведенные из категории С₂ запасы, что является неправомерным, потому что при переводе запасов из категории С₂ в категорию С₁ или из С₁ в В они либо могут уменьшаться, либо увеличиваться. При этом только увеличенная часть запасов может быть зафиксирована как приращенная, уменьшенная часть должна быть списана с баланса по согласованию с ГКЗ, а не автоматически, как практиковалось на Чадакском руднике.

В блоках запасов, приращенных Чадакским рудником, отмечается также «100% сходимость».

Ревизией запасов установлено, что «100% сходимость» характерна только для эксплуатационных блоков, приращенных самим рудником за контуром утвержденных запасов. Однако в качестве подсчитанных запасов рудником выдаются уже добытые запасы и, следовательно, говорить о какой-либо сходимости запасов нельзя в принципе. Тот факт, что наряду с разведанными запасами и приращенными рудником отмечается неподтверждение означает, что даже самая густая сеть (5х5 м) при добыче не может обеспечить 100%-ю сходимость разведанных и погашенных запасов.

УДК 622.1; 622.7

© Исоков М.У., Королева И.В., Цой В.Д., Таджиев А.С. 2009 г.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД ОТРАБАТЫВАЕМЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АНГРЕНСКОЙ ЗИФ АГМК

Исоков М.У., директор Научно-исследовательского института минеральных ресурсов, канд. геол.-минер. наук; **Королева И.В.**, заведующая сектором минералогии и геохимии Научно-исследовательского института минеральных ресурсов, канд. геол.-минер. наук; **Цой В.Д.**, заведующий отделом методики геологоразведочных работ Научно-исследовательского института минеральных ресурсов, докт. геол.-минер. наук; **Таджиев А.С.**, главный геолог ОАО «Алмалыкский ГМК»

В последнее время на Ангренской ЗИФ ОАО «Алмалыкский ГМК» возникла проблема, заключающаяся в расхождении содержания в исходной руде с содержанием в конечной продукции. Для решения этой проблемы были проведены минералого-геохимические исследования особенностей распределения золота и серебра в продуктах гравитационного обогащения малых технологических проб шахт Кызыл-алма, Кочбулак, Семгуран и Разведочной (рис. 1-5, табл. 1-4).

Кроме того, были исследованы укрупненная проба по месторождению Кызыл-алма и хвосты Ангренской ЗИФ (4 пробы). Несмотря на то, что в схеме обогащения Ангренской ЗИФ используется только флотация, детальное минералого-геохимическое изучение продуктов гравитационного обогащения позволило выяснить причины дисбаланса полезных компонентов. Гравитационное обогащение проводилось в замкнутом цикле, без потерь материала. В процессе гравитационного

обогащения были получены следующие продукты: гравиоконцентрат, промпродукт, легкая фракция, шлам и «пенка» - тонкая пленка сульфидов, плавающая на поверхности воды при отмучивании пробы. Результаты исследований этих продуктов приводятся ниже.

В составе руды месторождения Кочбулак измененные (окварцованные, серицитизированные, калишпатизированные, хлоритизированные) андезитовые порфириды. Из породообразующих минералов установлены: кварц, серицит, в подчиненном количестве полевой шпат, каолинит, барит, хлорит, кальцит. В единичных случаях рутил, циркон, апатит. Рудные минералы представлены пиритом, халькопиритом, галенитом, сфалеритом, блеклой рудой, самородным золотом, теллуридами золота (калаверитом), теллуридами висмута (рис. 1). Теллуриды золота часто располагаются в халькопирите и блеклой руде. Нередки сростки теллуридов золота с халькопиритом, блеклой рудой, галенитом. Сопут-

Таблица 1

Элементы – примеси в гравиконцентрах малых технологических проб месторождений
Ангренского горно-рудного района (определения на ИСП - масспектрометре)

№ проб	Na ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	S	K ₂ O	CaO	TiO ₂	MnO	Fe	Cu	Zn	Pb	As	Sb
Ед. изм.	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Сим - 1 - Т	0,14	0,99	3,25	11,11	0,07	44,18	0,73	2,09	0,16	0,186	33,87	0,888	0,946	1,511	0,041	0,125
Кочб. - Т	0,11	0,3	2,53	11,29	0,148	48,05	0,63	0,7	0,19	0,045	29,81	2,733	0,349	0,508	0,202	1,174
Кыз - 3 - Т	0,08	0,35	1,48	5,36	0,083	52,33	0,25	0,63	0,16	0,11	37,58	0,516	0,053	0,042	0,146	0,161
Зю - 2 - Т	0,1	0,13	0,77	5,19	0,027	57,32	0,18	0,26	0,06	0,018	36,1	0,077	0,045	0,154	0,029	0,01
Непроб	Bi	Mo	Re	Se	Te	Au	Ag	Pt	Pd	Rh	Ru	Os	Ir	Sc	V	Cr
Ед. изм.	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t
Сим - 1 - Т	17,8	29,8	0,008	39,6	36	44,8	461,6	0,021	0,088	0,131	0,004	0,0002	0,0005	5	51	101
Кочб. - Т	993,8	73,4	0,007	112	2100	192,5	203,2	0,009	0,128	0,052	0,007	0,0005	0,0004	4	52	22
Кыз - 3 - Т	26,7	36,8	0,01	20,8	76,9	30,5	120,3	0,007	0,078	0,007	0,004	0,0001	0,0004	3	23	64
Зю - 2 - Т	78,9	7,5	0,006	59,5	116,9	40,8	8,5	0,01	0,024	0,014	0,002	0,0018	0,0003	1,6	11	15
Непроб	Co	Ni	Ga	Ge	Zr	Nb	Hf	Ta	W	Cd	In	Sn	Sr	Ba	Hg	Tl
Ед. изм.	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t
Сим - 1 - Т	216	812	4,4	1,28	48	2,2	1,26	0,11	23	102	0,15	13	107	404	13,12	0,67
Кочб. - Т	140	165	4,2	0,64	78	2,63	1,78	0,19	31	121	5,2	94	252	4350	10,81	1,59
Кыз - 3 - Т	471	1051	1,8	0,62	101	2,6	1,1	0,15	118	34	0,13	8,1	248	8270	6,67	0,72
Зю - 2 - Т	66	75	1	0,52	15	0,5	0,23	0,04	4,2	5,7	0,07	2,6	36	350	5,78	0,53
Непроб	Th	U	Y	La	Ce	Pr	Nb	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb
Ед. изм.	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t
Сим - 1 - Т	4,6	1,41	12,39	6,87	22,42	2,21	16,06	2,19	0,52	2,09	0,26	1,36	0,24	0,75	0,17	0,97
Кочб. - Т	7,65	3,08	8,66	16,83	25,28	2,07	13,42	2,1	0,66	2,51	0,24	1,38	0,22	1,13	0,14	1,09
Кыз - 3 - Т	5,29	1,14	5,68	8,02	13,29	1,52	7,76	2,22	0,49	2,88	0,26	0,87	0,14	0,67	0,15	0,8
Зю - 2 - Т	0,8	0,77	3,02	2,18	2,34	0,29	2,36	0,46	0,14	0,39	0,15	0,65	0,11	0,31	0,04	0,35
Непроб	Lu	Li	Rb	Cs	Be	B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ед. изм.	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Сим - 1 - Т	0,13	2,07	27,93	0,76	0,087	7,09	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Кочб. - Т	0,16	3,08	22,73	0,83	0,051	4,6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Кыз - 3 - Т	0,15	3,17	10,88	0,4	0,093	2,81	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Зю - 2 - Т	0,05	1,36	6,14	0,19	0,034	1,8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

ствующими элементами являются: Bi, Pb, Cu, Zn, Te, Se, Sb, As и др. (табл. 1). Содержание золота в пробе 21,7 g/t и серебра 187,19 g/t. В гравиконцентрате в основном пирит, халькопирит, меньше галенит, блеклая руда, сфалерит, единичные включения сульфосолой серебра и висмута, самородного золота, теллуридов золота, барит, сростки сульфидов с нерудными минералами, гидроксиды железа (табл. 2).

Распределение золота и серебра в продуктах обогащения приводятся в табл. 3.

Содержание золота в гравиконцентрате - 299,0 g/t. В промпродукте, шламе и «пенке» содержание золота достигает 16,5-43,5 g/t. Содержание золота в легкой фракции - 2,94 g/t. Извлечение золота в кон-

центрат составляет 45,4%, в промпродукт - 27,7%, шлам 20,4% (табл. 3). Содержание серебра в гравиконцентрате - 1027,5 g/t, повышенное содержание отмечается и в «пенке» (640 g/t), промпродукте (329 g/t), шламе (200 g/t). В легкой фракции содержание серебра составляет 49,6 g/t. Максимальное извлечение серебра происходит в промпродукт (40,6%) и в шлам (28,2%). В тяжелую фракцию извлекается 18,1%, в легкую - 12,4%, в «пенку» 0,2%. Низкое извлечение в концентрат и пенку объясняется незначительным выходом этих продуктов (табл. 3). Во всех продуктах обогащения присутствует железо, сера сульфидная (табл. 4), а также примеси Cu, Zn, Pb, Sb (табл. 1). Пересчет содержаний Fe и S на пирит, халькопирит может увеличить выход

Таблица 2

Минеральный состав продуктов гравитационного обогащения средней пробы месторождения Кочбулак

Продукты обогащения	Минералы и их количество, %
Тяжелая фракция	Пирит-40; халькопирит-7,6; галенит-0,5; сфалерит-0,5; блеклая руда-ч.зн.; петцит, силванит-ед.зн.; сульфосоли серебра(?); халькозин, ковеллин-(по халькопириту); барит-2; сростки рудных с кварцем; гидроксиды железа-(пленки, пропитки <1-2); соединения золота(?)
Промпродукт	Пирит-6; халькопирит-0,9; галенит-0,3; сфалерит-0,2; блеклая руда-ед.зн.; сульфосоли серебра; золото самородное (?); кварц, полево шпат, серицит в сростках с рудными-92-94
Легкая фракция	Пирит-2; халькопирит-0,1; сфалерит-ед.зн.; кварц-65; серицит (с реликтами полевого шпата)-25; карбонат, блеклая руда-ед.зн.
Шлам	Пирит-6; халькопирит-1,2; галенит-0,1; сульфосоли серебра; серицит (хлорит)-43; кварц-43; глинистые минералы
Пенка (тонкая пленка на поверхности воды)	Пирит; халькопирит, сульфосоли серебра; теллуриды золота(?); сфалерит, галенит

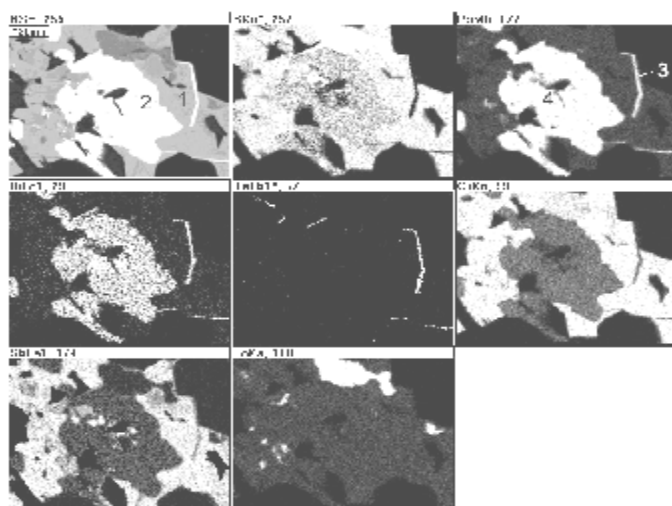


Рис. 1. Срастания блеклой руды с айкинитом, галеновисмутитом, теллуридами свинца и висмута. Растровые снимки в характеристическом рентгеновском излучении (ХРИ): 1-блеклая руда; 2-айкинит; 3-теллурид свинца и висмута, 4-галеновисмутит. Аншлиф Коч-5

тяжелой фракции до 7,1%. При таком выходе извлечение золота в тяжелую фракцию составит 97,8%, а серебра 38,9%.

Руда участка Семгуран представлена интенсивно измененными эксплозивными брекчиями андезитового состава с сульфидной минерализацией. В составе породы кварц, полевой шпат, серицит, карбонаты, глинистые минералы, из рудных в основном пирит, реже галенит, халькопирит, сфалерит, сульфосоли серебра, висмута, теллуриды серебра и свинца (рис. 2, 3). Из элементов-примесей установлены: Ti, Pb, Zn, As, Te, Se, Bi, Sb, Cu, Co, Ni, Ba, V, W, Ga, Mn, Mo, Be и др. (табл. 1).

Содержание золота в пробе 11,23 g/t и серебра 218,65 g/t (табл. 3). В гравиконцентрате установлены в основном пирит, меньше халькопирит, галенит, сфалерит, единичные знаки блеклой руды, сульфосолей серебра и висмута, самородного золота, теллуридов золота (калаверит), оксидов меди. Распределение золота и серебра в продуктах обога-

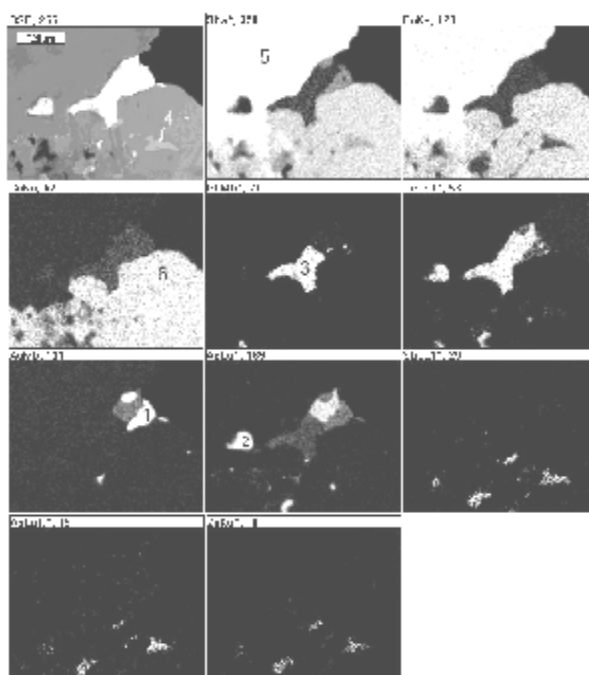


Рис. 2. Срастание самородного золота с гесситом и алтаитом в халькопирит-пиритовом агрегате. Растровые снимки в ХРИ: 1-самородное золото; 2-гессит; 3-теллурид свинца; 4-блеклая руда; 5-пирит; 6-халькопирит. Аншлиф См-8

щения приводятся в табл. 3. Золото концентрируется в тяжелой фракции (162 g/t), а в остальных продуктах содержание золота 1,87-8,1 g/t. Извлечение золота и серебра в концентрат приведено в табл. 2. Выход золота в тяжелую фракцию можно значительно увеличить при условии извлечения рудных минералов из остальных продуктов гравитации (табл. 4).

В составе руды участка Кызыл-Алма измененные (окварцованные, серицитизированные) андезитовые порфиры. Основные породообразующие минералы – кварц, полевой шпат, серицит, карбонат, хлорит, реже встречаются барит, биотит, рутил, апатит, циркон. Из рудных минералов, составляю-

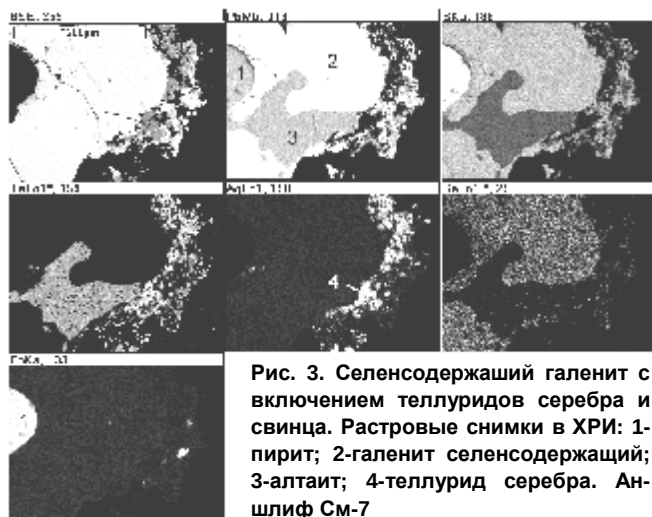


Рис. 3. Селенсодержащий галенит с включениями теллуридов серебра и свинца. Растровые снимки в ХРИ: 1-пирит; 2-галенит селенсодержащий; 3-алтаит; 4-теллурид серебра. Аншлиф См-7

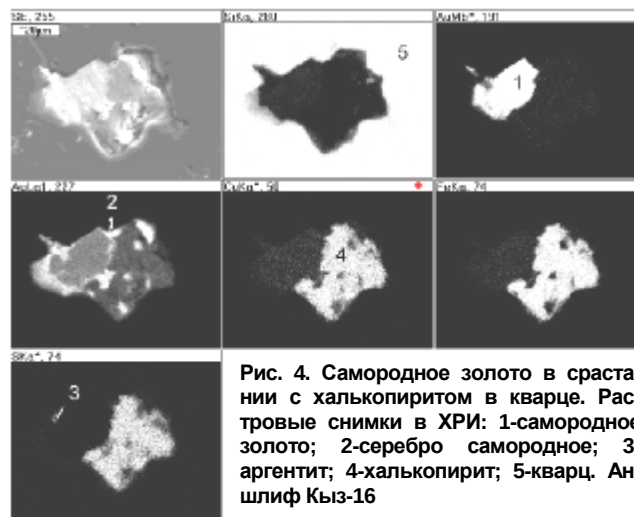


Рис. 4. Самородное золото в срастании с халькопиритом в кварце. Растровые снимки в ХРИ: 1-самородное золото; 2-серебро самородное; 3-аргентит; 4-халькопирит; 5-кварц. Аншлиф Кыз-16

ших не более 2%, выделяются пирит, блеклая руда, в подчиненном количестве халькопирит, галенит, сфалерит, сульфосоли серебра, самородное золото (рис. 4, 5), теллуриды золота, единичные знаки пирротина и др. Из элементов-примесей установлены: Cu, Pb, Zn, Bi, As, Sb, Te, Se, Co, Ni, Ba и др. (табл. 1). Содержание золота в пробе 7,73 g/t и серебра 77,1 g/t. В гравиконцентрате в основном пирит, меньше халькопирит, галенит, блеклая руда, сульфосоли серебра и висмута, самородное золото, теллуриды золота, барит, сростки сульфидов с нерудными минералами. Распределение золота и серебра в продуктах обогащения приводятся в табл. 3. Золото концентрируется в тяжелой фракции (56,3 g/t) и в «пенке» (24,5 g/t), а в остальных продуктах содержание золота 2,35-8,1 g/t. Извлечение золота в концентрат, даже несмотря на небольшой (1,4%) выход, составляет 10,2%. Максимальное извлечение золота отмечено в легкой фракции (табл. 3). В промпродукт и шлам извлекается 18,3% и 4,8% золота. Максимальное содержание серебра отмечается в тяжелой фракции (972 g/t) и в «пенке» (492,5 g/t), при извлечении в эти продукты соответственно 21,4% и 0,1%. Максимальное извлечение серебра происходит в промпродукт (32%), в легкую и шлам соответственно извлекается 27,5% и 19%. Выход тяжелой фракции с учетом сульфидов из промпродукта, легкой фракции и шлама (табл. 4) составит 2,4%. При таком выходе извлечение золота в концентрат составит 17,4%, а серебра 30,2%. При этом следует считать содержание Au и Ag в сульфидах и продуктах обогащения равными их содержанию в концентрате.

Укрупненная проба представлена метасоматически измененными андезитовыми порфиритами с сульфидной минерализацией. В составе породы в основном кварц, серицит, полевой шпат, хлорит, кальцит, пирит и меньше рутил, гидрооксиды железа. В укрупненной пробе установлены следующие элементы-примеси: Cu, Pb, Zn, Bi, Te, Se, As, Sb, Co, Ni, Ba, V, W, Ga, Ge, Mn, Mo, Sn, Ti, Cr, Cd и др. (табл. 1). Содержание золота в пробе 0,54 g/t и серебра 13,0 g/t. В составе гравиконцентрата в основном пирит, меньше халькопирит и галенит, единичные знаки блеклой руды, сульфосолой серебра и золота. Распределение золота и серебра в продуктах обогащения приводятся в табл. 3. Повышенное содержание золота (29,75 g/t) и серебра (1858,33 g/t) установлено в «пенке», но при выходе 0,05% извлечение золота в этот продукт составляет всего 2,7%, а серебра 7,1%. Максимальное извлечение золота и серебра происходит в шлам (табл. 3). Выход тяжелой фракции с учетом суммы сульфидов из промпродукта, легкой фракции и шлама (табл. 4) составит 6,6%. При таком выходе извлечение золота в кон-

Таблица 3

Содержание золота и серебра в продуктах гравитационного обогащения проб

№ пробы	Продукты обогащения	Выход, % (γ)	Содержание, g/t		Извлечение, % (ε)	
			Au	Ag	Au	Ag
Месторождение Кочбулак	Гравиконцентрат	3,3	299,0	1027,5	45,4	18,1
	Промпродукт	23,1	26,0	329,0	27,7	40,6
	Легкая фракция	46,7	2,94	49,6	6,3	12,4
	Шлам	26,9	16,5	200,0	20,4	28,7
	«Пенка»	0,05	43,5	640,0	0,1	0,2
	Исходная проба	100,0	21,7	187,19	99,9	100,0
Участок Семгуран	Гравиконцентрат	2,5	162,0	1000,0	36,0	11,4
	Промпродукт	28,9	8,1	244,0	20,8	32,2
	Легкая фракция	63,3	7,5	175,1	42,2	50,7
	Шлам	5,1	1,87	241,0	1,0	5,6
	«Пенка»	0,01	3,75	-	-	-
	Исходная проба	100,0	11,23	218,65	100,0	99,9
Месторождение Кызыл-алма	Гравиконцентрат	1,4	56,3	972	10,2	21,4
	Промпродукт	19,1	7,4	105,8	18,3	32,0
	Легкая фракция	63,6	8,1	27,5	66,6	27,5
	Шлам	15,3	2,35	76,1	4,8	19,0
	«Пенка»	0,02	24,3	492,3	0,06	0,1
	Исходная проба	100,0	7,73	77,1	99,96	100,0
Укрупненная проба	Гравиконцентрат	5,4	1,9	37,0	19,0	15,0
	Промпродукт	13,0	0,7	11,4	16,8	11,4
	Легкая фракция	24,6	0,17	3,2	7,7	6,0
	Шлам	57,0	0,51	13,8	53,8	60,5
	«Пенка»	0,05	29,75	1858,33	2,7	7,1
	Исходная проба	100,0	0,54	13,0	100,0	100,0

Таблица 4

Содержание отдельных компонентов в продуктах гравитации

№ проб	Продукты гравитации	Содержание, %			
		Fe ₂ O ₃	Fe	Собщ.	Сульф.
Месторождение Кочбулак	Гравиконцентрат	29,2	20,44	42,552	42,47
Месторождение Кочбулак	Промпродукт	4,0	2,8	3,787	3,775
	Легкая фракция	1,7	1,19	1,043	1,03
	Шлам	3,7	2,59	11,396	11,26
Участок Симгуран Сим-1	Гравиконцентрат	51,0	35,7	50,529	50,474
	Промпродукт	14,6	10,22	22,05	15,74
	Легкая фракция	2,9	2,03	1,431	1,42
	Шлам	7,9	5,59	4,487	4,459
Месторождение Кызылалма Кыз-3	Гравиконцентрат	35,2	24,64	43,252	41,44
	Промпродукт	2,6	1,82	1,137	1,125
	Легкая фракция	1,45	1,02	0,373	0,361
	Шлам	3,1	2,17	0,848	0,836
Укрупненная проба ЗЮ-2	Гравиконцентрат	42,0	29,4	40,817	40,762
	Промпродукт	3,45	2,42	1,801	1,79
	Легкая фракция	1,75	1,23	0,744	0,738
	Шлам	3,85	2,70	1,466	1,458

центрат увеличится до 23,2%, а серебра до 18,8%.

Таким образом, распределение золота в продуктах гравитационного обогащения и извлечение в исследованных пробах имеет свои особенности. Так, повышенное содержание золота и серебра установлено в гравиконцентрате, «пенке», легкой фракции и реже в шламе. Золото в пробах очень мелкое и встречается чаще всего в сростках с халькопиритом, блеклой рудой и другими сульфидами. На Кочбулаке золото в виде теллуридов (калаверита), расположенных в халькопирите и блеклой руде. В пробах кроме золота практический интерес представляют серебро, теллур, висмут. Тонкое золото,

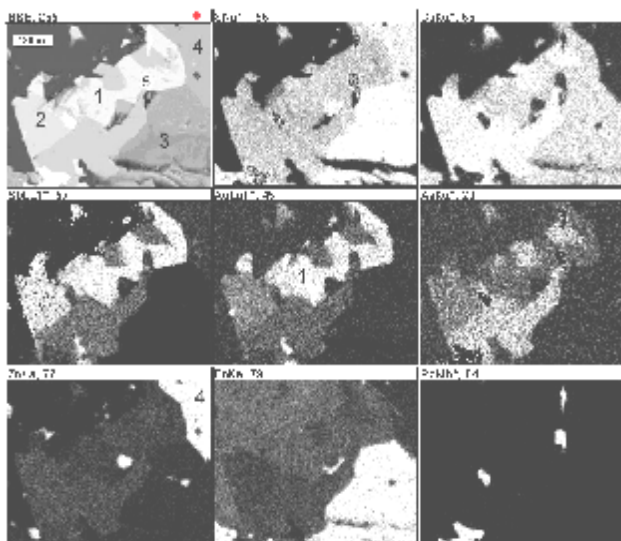


Рис. 5. Сульфосоли серебра в сростании с блеклой рудой, халькопиритом. Растровые снимки в ХРИ: 1-фрейбергит; 2-тетраздрит; 3-халькопирит; 4-сфалерит; 5-галенит. Аншлиф Кыз-18-9

расположенное в «пенке» может легко теряться в процессе технологического передела.

Анализ содержаний золота и серебра в продуктах гравитационного обогащения проб - хвостов флотации Ангренской ЗИФ показал следующее.

В хвостах пробы № 436 золото концентрируется в тяжёлой фракции – 2,02 g/t. В промпродукте содержание золота составляет 0,64 g/t, в лёгкой фракции – 0,54 g/t, в шламе – 0,27 g/t. При этом максимальное извлечение золота (68,7%) происходит в шлам, так

как выход его – 84,1%. Извлечение серебра в шлам составляет 86,3%.

В хвостах пробы № 139 повышенное содержание золота зафиксировано в тяжёлой фракции – 3,65 g/t и промпродукте – 1,02 g/t. Максимальное извлечение золота – 57,4% происходит в шлам, поскольку выход его составляет 89,7%.

В хвостах пробы № 864 повышенное содержание золота отмечено в промпродукте - 2,05 g/t и легкой фракции - 0,66 g/t. В гравиконцентрате содержание золота - 0,38 g/t. Максимальное извлечение золота 81,7% происходит в шлам при содержании 0,52 g/t.

В хвостах пробы № 211 повышенное содержание золота зафиксировано в гравиконцентрате - 3,77 g/t и пром. продукте - 0,72 g/t. В шламе содержание золота - 0,51 g/t. Максимальное извлечение золота происходит в шлам - 64,1%. Содержание серебра в продуктах гравииобогащения интереса не представляет.

Таким образом, в хвостах проб отмечаются в основном породообразующие минералы и в незначительном количестве пирит. Учитывая содержание золота и серебра в легкой фракции и шламе, представленных кварцем и полевым шпатом, а также их значительный выход, можно сделать вывод, что возможные потери золота связаны с этими продуктами. При этом следует иметь в виду, что на изученных объектах часть золота представлена ультратонкодисперсным классом, который находится в тесном сростании с породообразующими минералами. В концентрате содержание золота составляют 0,38-3,77 g/t, при низком выходе от 0,5 до 1%. Это тоже, хоть и незначительные, но потери.

УДК 622.1; 622.7

© Королева И.В., Цой В.Д., Мулява Г.С. 2009 г.

МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ МЕДИ И ЖЕЛЕЗА В КОНЦЕНТРАТАХ И ШЛАКАХ МПЗ АГМК

Королева И.В., заведующая сектором минералогии и геохимии Научно-исследовательского института минеральных ресурсов, канд. геол.-минер. наук; Цой В.Д., заведующий отделом методики геологоразведочных работ Научно-исследовательского института минеральных ресурсов, докт. геол.-минер. наук; Мулява Г.С., директор института Узнипроцветмет, канд. техн. наук

В процессе металлургического передела медных руд в шлаках остается некоторое количество меди. В настоящей статье приводятся результаты минералого-геохимических исследований возможности более полного извлечения меди из руд медно-порфирового месторождения Кальмакыр (рис. 1-6, табл. 1-4).

Для этого был исследован состав шлаков и концентратов, выявлены минеральные формы нахож-

дения медьсодержащих минералов в них и установлены их количественные соотношения.

При решении поставленных задач использованы существующие современные методы исследований вещества, имеющиеся в лабораториях ИМРа и Института геологии и геофизики АН РУз (рентгеноспектральный локальный анализ на микрозонде фирмы Jeol) [1, 2].

Исследования проведены на отвальных шлаках

(пробы № 1а и 2а), конвекционном шлаке (проба № 3а) и измельченном шлаке, поступающем на флотацию (проба № 4а). Кроме того, были исследованы шлаковый концентрат (проба № 5а), смесь шлака (№ 5а) с рудным концентратом (№ 7а) и рудный концентрат (№ 7а).

Химические анализы средних проб шлаков, концентратов и шихты выполнялись в химической лаборатории ИМР. Результаты химических анализов исходных проб приведены в табл. 1.

Содержание золота и серебра определено атомно-абсорбционным анализом.

Все пробы концентратов характеризуются высоким содержанием Cu, Fe, Au, Ag, примесями Pb, Zn. В шлаках содержание меди и золота значительно ниже, тогда как примеси Pb, Zn близки к содержанию этих элементов в концентратах.

Во всех шлаках и концентратах повышенное содержание SiO_2 и FeO, а в концентрате руды и шихте – повышается содержание Fe_2O_3 . Количество примесей в шлаках и концентратах представлено в табл. 2.

Как видно из результатов, промышленную цен-

Таблица 1

Химический состав шлаков и концентратов

Порода	№ проб	Содержание, %										g/t
		SiO_2	Fe_2O_3	FeO	TiO_2	MnO	Al_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	K_2O	
Шлак отвалный	1 ^а	29,8	12,2	41,4	0,23	0,2	4,17	2,58	1,3	0,22	1,43	0
Шлак отвалный	2 ^а	45,15	10,7	30,7	0,49	0,16	6	2,2	0,5	0,14	2	0
Шлак конвекц.	3 ^а	26,3	17,8	40,7	0,14	0,19	3,3	2,13	2	0,2	1,32	0,44
Шлак на флотацию	4 ^а	32	8,8	41,4	0,34	0,16	5,5	2,35	2	0,34	2,17	0,5
Концентрат шлака	5 ^а	16,4	11,3	39	0,26	0,1	3,8	1,68	0,5	0,18	1,16	11,7
Шихта	6 ^а	11,7	34,8	10,7	0,23	0,12	3,8	2,5	0,5	0,14	1,22	12,46
Концентрат руды	7 ^а	8,2	39,1	3	0,2	0,05	2	1	0,5	0,14	1,04	
Порода	№ проб	Содержание, %										g/t
		P_2O_5	Собщ.	ппп	Σ	Co_2	So_3	H_2O	Cu	Pb	Zn	Ag
Шлак отвалный	1 ^а	0,27	2	1,7	99,68	0	0,37	0,4	0,6	0,34	1,24	2,83
Шлак отвалный	2 ^а	0,26	0,85	0,6	99,75	0,22	0,07	0,3	0,63	0,34	0,98	3,97
Шлак конвекц.	3 ^а	0,28	1,54	2	100,3	0	0,21	0,2	1,04	0,36	1,02	6,13
Шлак на флотацию	4 ^а	0,27	1,39	0,7	99,84	0	0,23	0,3	0,26	0,28	0,7	5,25
Концентрат шлака	5 ^а	0,21	10,2	0,7	101	0,22	0,1	0,4	14,72	0,58	0,9	56,27
Шихта	6 ^а	0,18	17,9	3	86,79	0,66	0,27	0,6	11,58	0,72	1	52,55
Концентрат руды	7 ^а	0,18	29	1,5	101	0,66	0,34	0,6	13,04	0,84	1,04	47,83

ность представляет медь, а попутными компонентами шлаков могут являться: Pb, Zn, а в концентратах еще и Au. Изучение минерального состава шлаков и концентрата проводилось минераграфическим и петрографическим методами изучения полированных и прозрачных шлифов и брикетов.

Минеральные комплексы шлаков и концентратов близки по составу, отличаются количествами слагающих их минералов (табл. 3). В шлаках и шлаковом концентрате практически отсутствуют минералы вмещающих пород, а присутствует Si-Fe фаза с примесью оксидов Al, Ca, Mg и щелочей.

Размеры рудных минеральных зерен, встречающихся в шлаках и концентратах варьируют в широких пределах, от < 0,001 до 0,6 mm.

Качественный анализ (минералого-петрографи-

Таблица 2

Полуколичественный спектральный анализ (методом просыпки) шлаков и концентратов

№ п/п	№ пробы	Ba	Be	V	Bi	W	Ga	Ge	Cd, Nb	Co	Mn	Cu
1	пр-1а	200	0,07	0,2	-	10	15	-	-	100	300	>1000
2	пр-2а	150	0,1	3	7	10	15	-	-	30	200	>1000
3	пр-3а	100	0,05	-	-	3	7	0,5	-	100	200	>1000
4	пр-4а	70	0,1	7	-	7	15	2	-	50	200	>1000
5	пр-5а	150	0,05	0,3	7	1	7	1	-	70	150	>1000
6	пр-6а	100	0,03	-	30	1,5	10	2	-	50	300	>1000
7	пр-7а	20	0,05	-	30	0,7	7	2	-	50	150	>1000
№ п/п	№ пробы	Mo	As	Ni	Sn	Pb	Ag	Sb	Ti	Cz	Zn	Au
1	пр-1а	>30	100	7	20	>1000	9	200	200	30	>3000	<0,3
2	пр-2а	>30	70	2	7	>1000	5	200	300	7	3000	<0,3
3	пр-3а	>30	70	10	15	>1000	10	200	100	3	>3000	<0,3
4	пр-4а	>30	70	7	10	>1000	7	200	200	50	>3000	<0,3
5	пр-5а	>30	30	20	10	>1000	>10	150	200	20	3000	1,5
6	пр-6а	>30	50	15	15	>1000	>10	100	300	30	3000	0,7
7	пр-7а	>30	15	15	1,5	>1000	>10	70	300	-	3000	0,5

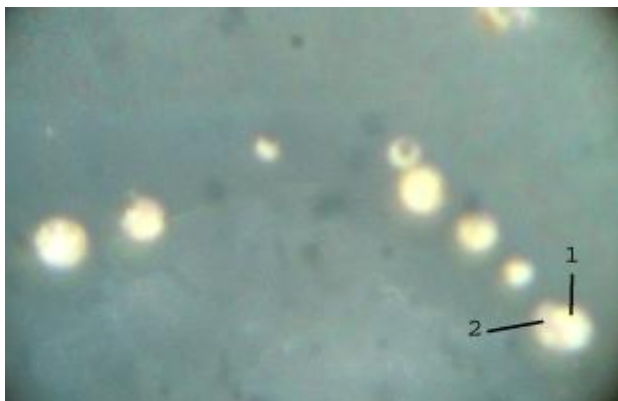


Рис. 1. Сфероиды халькопирит-борнитового состава в шлаке-1 Аншлиф 1^а. Увел. 750^х. ник. II. 1- халькопирит, 2- борнит

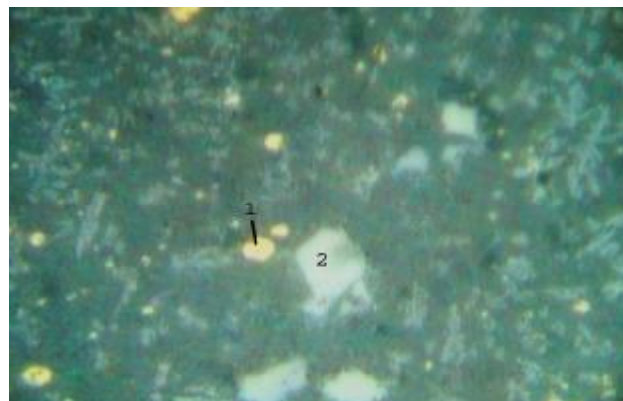


Рис. 2. Включения халькопирита и магнетита в Si-Fe фазе шлака-1 Аншлиф 1^а. Увел. 1300^х. ник. II. 1- халькопирит, 2-магнетит

ческое изучение препаратов) показывает наличие различных химических соединений меди и железа в составе изучаемого материала, что может отражаться на технологическом процессе. Поэтому важно знать не только формы соединений основных элементов, но и их содержание и распределение по компонентам изучаемого продукта (шлаков, кон-

центратов, шихты).

Поскольку чисто химический метод определения форм меди и железа оказался невыполним (отсутствие специализированной лаборатории), то мы использовали комбинацию минералогического качественного анализа, с учетом размера зерен минералов и химических анализов (табл. 4).

Таблица 3

Минеральный состав шлаков и концентратов

Группа минералов	Минералы	Содержание в пробах, %							Химическая формула минерала
		1 ^а	2 ^а	3 ^а	4 ^а	5 ^а	6 ^а	7 ^а	
Главные рудные минералы	медь самородная	0,05	0,1	езн.	0,1	0,7	0,3	0,2	Cu
	халькопирит	0,7	0,5	1,4	1,9	9,1	19	25	Cu Fe S ₂
	борнит	0,3	0,5	0,5	0,9	11	3	1	Cu ₅ Fe S ₄
	халькозин	0,1	0,2	0,2	0,2	5	2	2	Cu ₂ S
	ковеллин	езн.	езн.	езн.	-		2	3	Cu S
Сопутствующие рудные минералы	пирит	2	езн.	езн.	-	5,2	15	34,3	Fe S ₂
	пирротин	езн.	езн.	езн.	0,5	езн.	-	-	Fe _{1-x} S (Fe ₆ S ₇ до Fe ₁₁ S ₁₂)
	сфалерит	1,8	1,4	1,5	1	1,3	1,5	1,5	Zn S
	галенит	0,4	0,4	0,4	0,3	0,7	0,8	1	Pb S
	блеклая руда					езн.	езн.	езн.	(Cu,Ag) ₁₀ (Fe,Zn,Cu,Hg,Cd,Mn) ₂ (Sb,As) ₄ S ₁₃
	висмутин		езн.						Bi ₂ S ₃
	молибденит							езн.	Mo S ₂
	золото самородное		езн.						Au (Ag)
	железо самородное	езн.	езн.	0,1	0,1	езн.		-	Fe
	магнетит	18	15,4	26	12	16	13	9,5	FeO Fe ₂ O ₃
Минералы вмещающих пород	кварц					-	10	3	SiO ₂
	калиев.пол. шпат	4,5	6			2,5	1,8	1,5	K ₂ O Al ₂ O ₃ 6SiO ₂
	плагноклаз					5	4	3,4	(100-n) NaAlSi ₃ O ₈ +nCaAl ₂ Si ₂ O ₈
	серицит	6,5	8,5			6	5,2	5	K ₂ O 3Al ₂ O ₃ 6SiO ₂ 2H ₂ O
	хлорит					5	5	5	(Mg,Fe) ₅ Al[AlSi ₃ O ₁₀] [OH] ₈
	роговая обманка						2	2,4	Ca ₂ Na(Mg,Fe) ₄ (Al,Fe)[(Si,Al) ₄ O ₁₁] ₂ [OH] ₂
	кальцит					0,5	1,5	1,5	CaCO ₃
	гипс					-	0,5	0,7	CaSO ₄ 2H ₂ O
Составляющая шлаков	силикатная часть шлаков (стеклофаза)	65,65	67	70	82	31	13,4	-	сплав железа с кремнием и примесь оксидов Al, Ca, Mg, K, Na
ИТОГО		100	100	100	100	100	100	100	

1^а, 2^а, 3^а, 4^а - шлаки; 5^а - концентрат шлаков; 6^а - шихта; 7^а - рудный концентрат

Таблица 4

Фазовый состав шлаков и концентратов (на основе минералогического и химического анализов)

Форма соединений	1 ^а		2 ^а		3 ^а		4 ^а		5 ^а		6 ^а		7 ^а	
	%		%		%		%		%		%		%	
	Сод-е	Расп-е	Сод-е	Расп-е	Сод-е	Расп-е	Сод-е	Расп-е	Сод-е	Расп-е	Сод-е	Расп-е	Сод-е	Расп-е
Св первичных сульфидов	0,25	41,7	0,17	27	0,5	48,1	0,6	47,62	3,1	21	6,7	57,9	8,6	65,95
Св вторичных сульфидов	0,3	50	0,4	63,5	0,5	48,1	0,6	47,62	10,9	74,1	4,6	39,7	4,2	32,21
Св свободная	0,05	8,3	0,06	9,5	0,04	3,8	0,06	4,76	0,72	4,9	0,28	2,4	0,24	1,84
Св общая	0,6	100	0,63	100	1,04	100	1,26	100	14,72	100	11,58	100	13,04	100
Fe первичных сульф. Св	0,2	0,5	3,2	11	0,4	1	0,6	1,71	2,75	7,81	5,9	18,5	7,5	25,4
Fe вторичных сульф. Св	0,03	0,08	0,05	0,2	0,05	0,1	0,1	0,28	1,25	3,55	0,3	0,94	0,1	0,3
Fe пиритовое	0,9	2,4							2,4	6,82	1,85	5,8	13	44,1
Fe пирротинное					0,1	0,02	0,3	0,8						
Fe магнетитовое	13	34,6	21,3	73,3	18,15	44,86	9,3	26,5	11,2	31,82	9,4	29,5	6,9	23,4
Fe свободное	-		-		0,1	0,02	0,1	0,28	-		-		-	
Fe алюмосиликатное											1,2	3,7	1,97	6,8
Fe силикатное	23,39	62,42	4,45	15,5	22,1	54	24,73	70,43	17,6	50	13,2	41,4		-
Fe общее	37,52	100	29	100	40,9	100	35,1	100	35,2	100	31,85	100	29,47	100

В отвальных шлаках (1а, 2а) преобладает медь вторичных сульфидов (50-63,5%), медь первичных сульфидов составляет 41,7 и 27,0%. На самородную медь приходится 8,3-9,5% (табл. 4).

В конвекционном шлаке (3а) и шлаке, поступающем на флотацию (4а) распределение меди первичных и вторичных сульфидов относительно равны и составляют 47 и 48%. Несколько падает количество свободной меди (3,8-4,76%).

В концентрате шлака (5а) основная масса меди приходится на вторичные сульфиды (74,1%), 21,0% - на долю халькопирита, а 4,9% составляет медь самородная.

В рудном концентрате (7а) медь первичных сульфидов составляет 65,95%, вторичных - 32,21% и падает свободная медь.

Что касается распределения форм железа, то в шлаках практически всё железо сосредоточено в магнетите и Si-Fe фазе. В шлаковом концентрате (5а) несколько увеличивается доля железа связанного с халькопиритом и пиритом. В рудном концентрате основная часть железа связана с первичными сульфидными меди (25,4%) и пиритом (44,1%). Доля магнетитового железа падает до 23,4% (табл. 4).

Минералогические исследования шлаков и концентратов показали, что все представленные пробы сходны по составу рудных компонентов, но различаются по количественным соотношениям.

Главными рудными минералами являются халькопирит, борнит, халькозин, ковеллин, медь самородная. Постоянно сопутствующие – пирит, пирротин, галенит, сфалерит, магнетит, железо самородное. Редко встречающиеся – молибденит, блеклая руда, висмутин, золото самородное. Нерудная часть представлена алюмосиликатами (полевошпат, серицит, амфибол, хлорит) и оксидами (кварц),

встречающимися лишь в рудном концентрате и частично в шихте.

В шлаках нерудную часть составляет силикатная масса с растворёнными в ней оксидами Fe, Al, Cu,

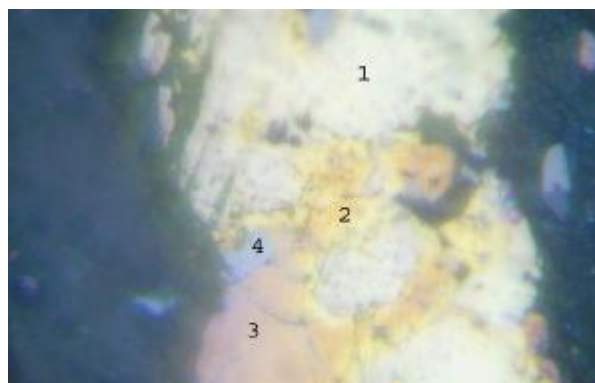


Рис. 3. Срастание пирита, халькопирита и вторичных сульфидов меди в концентрате шлака. Аншлиф 5^а. Увел. 1300^х. ник. II. 1-пирит, 2-халькопирит, 3-борнит, 4-халькозин с примесью ковеллина

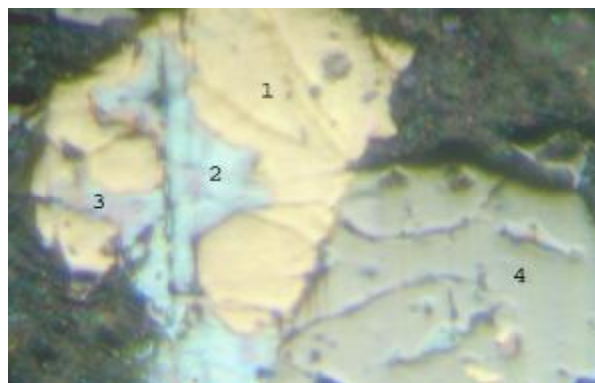


Рис. 4. Срастание сульфидов меди с магнетитом в концентрате шлака. Аншлиф 5^а. Увел. 1300^х. ник. II. 1- халькопирит, 2-халькозин, 3-борнит, 4-магнетит



Рис. 5. Самородная медь в борнит-халькозиновом сфероиде из концентрата шлака. Аншлиф 5^а. Увел. 1300^х. ник. II. 1-медь самородная, 2-борнит-халькозиновый агрегат, 3-магнетит

шелочей. Главными промышленно – ценными элементами является медь, а в шихте и концентратах ещё и золото. В небольших количествах присутствуют Pb, Zn, Ag, Bi, Mo (табл. 2).

Ниже приводятся описание и фотографии взаимоотношений рудных минералов.

Халькопирит - главный промышленно - ценный минерал всех проб. Максимальное содержание – 25% отмечается в рудном концентрате (проба 7а) и в шихте – 19% (проба 6а). В шлаковом концентрате (проба 5а) содержание халькопирита 9,1%, а в шлаках варьирует от 0,5 до 1,9%. Халькопирит связывает в концентрате руд 65,95% меди, а в концентрате шлака 21% меди. В остальных шлаках халькопиритом связывается от 27 до 48,1% меди (табл. 5).

Размер зёрен варьирует от <0,001 до 0,24 mm (табл. 4). Форма зёрен неправильная, угловатая, с неровными краями, реже отмечаются сфероидальные и прожилковые выделения.

Халькопирит сростается со всеми рудными минералами, пиритом, магнетитом, вторичными сульфидами меди. Сrostки простые, каемчатые, прожилковые, пятнистые. Халькопирит замещается борнитом, халькозином и ковеллином. В виде

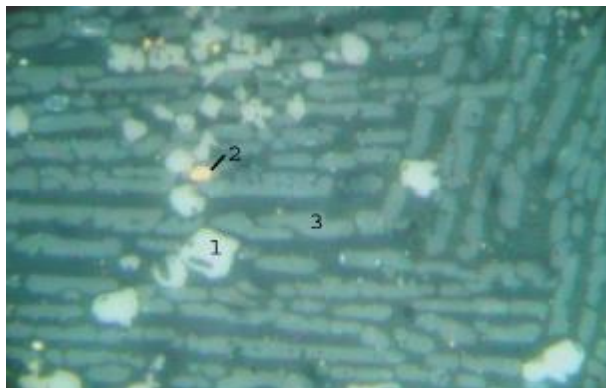


Рис. 6. Включения магнетита и халькопирита в шлаке-4. Аншлиф 4^а. Увел. 1300^х. ник. II. 1-магнетит, 2-халькопирит, 3-Si-Fe фаза

эмульсионных включений присутствует в Si-Fe фазе шлака. Часть зёрен халькопирита находится в свободном состоянии, но большая часть – это сложные агрегативные сростания (рис. 1- 5).

К вторичным сульфидам меди относятся: борнит, халькозин, ковеллин. С ними в шлаках связываются от 47,62 до 63,5% меди; в концентрате шлака – до 74,1%, а в рудном концентрате – 32,21%.

Борнит. Максимальное количество отмечается в концентрате шлака – 11%; в шихте – 3%; а в рудном концентрате содержание борнита – 3%. В шлаках содержание борнита 0,3–0,9%. Размер выделения борнита 0,002–0,3 mm. Отмечается в свободном состоянии в виде сростков с халькопиритом, псевдоморфоз по халькопириту (рис. 1), в виде эмульсионных зёрен в Si-Fe фазе. Сростается с магнетитом, пирротином. Сам борнит замещается халькозином и медью самородной. Форма зёрен - неправильная, с довольно ровными краями; часто в шлаках отмечаются сфероидальные образования борнита с включениями самородной меди и налётом халькозина (рис. 1, 5).

Халькозин постоянно присутствует во всех изучаемых продуктах в небольших количествах: в концентрате шлака – 5%, в рудном концентрате – 2%, в шлаках 0,1–0,2%. Размер зёрен от <0,005 до 0,3 mm (табл. 4). Формы выделения – ксеноморфные зёрна, каймы вокруг халькопирита, прожилки, выполнения трещин в халькопирите; отмечаются округлые зёрна халькозина. Повсеместно замещает борнит, а сам в свою очередь замещается ковеллином (рис. 3- 5).

Ковеллин менее распространённый минерал по сравнению с халькозином. Повышенное количество отмечается в концентратах руды и шлака (1-3%). Развивается по халькозину, халькопириту (рис. 3). Формы выделений – каймы, пламенивидные вроски, плёнки. Размеры выделений от <0,001 до 0,09 mm.

Медь самородная присутствует в количестве 0,2–0,7% в концентратах и от единичных зерен до 0,1% в шлаках. Размеры зёрен 0,001–0,1 mm. Формы разнообразные: точечные выделения, каёмки, прожилки в сульфидах меди, свободные зёрна, удлиненной, крючковатой формы. Медь отмечается в скоплениях борнита, халькозина (рис. 5).

В ассоциациях с медьсодержащими минералами отмечаются сульфиды железа, свинца, цинка и др.

Пирит. Максимальное содержание установлено в рудном концентрате (34,3%) и в шихте (15%). В шлаковом концентрате содержание пирита 5,2%, а в шлаках не превышает 2%.

С пиритом связывается 44,1% железа в рудном концентрате и 7,8% в шлаковом концентрате. В отвальном шлаке (1а) с пиритом связывается 2,4% железа. В остальных шлаках пиритовое железо отсутствует.

Размеры зёрен пирита <0,003–0,25 mm. Формы

зерен - неправильные, оскольчатые, реже - четырехугольные.

Пирит сростается с халькопиритом, вторичными сульфидами меди, содержит эмульсионные включения халькопирита, в виде отдельных зёрен встречается в магнетите и в Si-Fe фазе шлака.

Пирротин редко встречающийся минерал шлаков. В концентрате руд не встречен. Содержания от единичных зерен до 0,5%, размер зёрен 0,002–0,05%. Форма зерен неправильная, угловатая. Сростания отмечаются с халькопиритом, борнитом, магнетитом.

Сфалерит встречается в количестве 1–1,8% во всех продуктах (табл. 3). Размеры зёрен 0,001–0,06 мм, форма - ксеноморфная. В сфалерите отмечаются эмульсионные вросстки халькопирита, встречаются сростки с халькопиритом, галени- том.

Галенит содержится в количестве 0,3–1%; имеет размеры зёрен от <0,002 до 0,05 мм. Форма зерен - пластинчатая, края ровные. Образует сростки с сфалеритом, халькопиритом. В галените отмечаются включения блеклой руды.

Блеклая руда в виде единичных зёрен установлена в рудном и шлаковом концентратах, шихте. Размер <0,001–0,001 мм. Блеклая руда образует микровключения в галените.

Висмутин. Одно зерно встречено в шлаке (2а). Размер - 0,002 мм. Форма неправильная.

Золото самородное (электрум). Встречается в виде единичных знаков. Размер зерна 0,01 мм, форма слегка удлинённая, края слегка закруглены. Цвет бледно жёлтый, сростается с самородной медью (?).

Молибденит. Редкие зёрна в шихте и в рудном концентрате. Размеры от 0,07 до 0,4 мм. Форма удлиненно-пластинчатая, оптические характеристики соответствуют молибдениту.

Железо самородное. Установлено в основном в шлаках, в количестве от единичных зёрен до 0,1%. Форма неправильная, удлинённая, края неровные. Обычно встречается в свободном виде, без сростков с другими минералами.

Магнетит. Один из широко распространённых минералов, шлаков, концентрата шлаков и шихты. Количество магнетита колеблется от 13% в концентрате шлака до 26% в шлаках (табл. 3). В рудном концентрате количество магнетита 95%. С магнетитом связывается большое количество железа. Так, в шлаках - от 26,5 до 73,3%, в концентрате шлака - 31,8%, в шихте 29,5%, в рудном концентрате 23,4%. Размеры зёрен магнетита варьируют в пределах

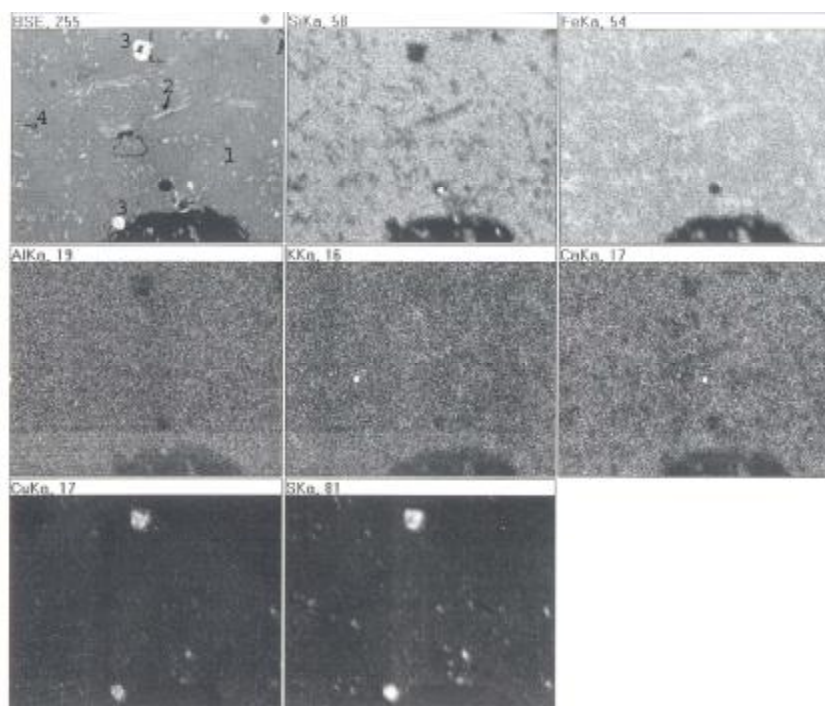


Рис. 7. Состав отвального шлака – 1^а. Растровые снимки в характеристическом рентгеновском излучении. 1, 2, 4 – фазы силикатно-железистого шлака 1^а, 3- включения халькопирита

<0,002 мм до 0,4–0,5 мм. Форма зёрен - изометричная, четырехугольная, ксеноморфная, края от очень ровных до извилистых. Магнетит сростается с халькопиритом, вторичными сульфидами меди, образует вросстки в Si-Fe фазе (рис. 6).

Основу шлака представляет силикатная масса с изменёнными, в результате металлургических процессов (температура, давление, агрессивная среда) природными минералами. Физические, структурные свойства минералов меняются, хотя химический состав соединений может оставаться идентичным природным соединениям. На микрозонде фирмы Jeol были выполнены точечные замеры составов фаз шлаков (рис. 7).

В проходящем свете шлак представляет собой чёрную массу со слабо просвечивающими зёрнами (<0,01 мм). Редко встречаются реликты изменённых полевых шпатов, размером до 0,1 мм. Каких-либо признаков других минералов не обнаружено.

В отражённом свете силикатная часть шлаков представлена обломками различного размера (от <0,001 до 1,2 мм) и формы. Структура неоднородная, часто многофазная (рис. 6). В силикатной части, на наш взгляд, связывается от 15,5 до 70,43% железа.

В шлаковой основе постоянно присутствуют вросстки магнетита, эмульсионные включения халькопирита, вторичных сульфидов меди, пирит, и другие рудные минералы.

Таким образом, подводя итоги результатам исследований, можно сделать следующие выводы:

1. Изученные пробы шлаков, концентратов шлаков идентичны по минеральному составу и отличаются лишь соотношениями слагающих минералов. В рудном концентрате присутствуют и породообразующие минералы алюмосиликатного состава.

2. Минералы меди представлены халькопиритом, борнитом, халькозином, кавеллином и медью самородной. Незначительное количество меди возможно входит в состав блеклой руды. Вся медь связывается с этими минералами.

3. Сопутствующими минералами являются пирит, сульфиды Pb, Zn, Mo, Bi и магнетит, которые могут оказывать влияние на технологический процесс.

4. К сопутствующим элементам относятся Pb, Zn, Mo, W, Sn, Bi, Ag. В концентратах, шихте отмечаются до 14 g/t золота.

5. Размеры зёрен минералов меди и сопутствующих минералов варьируют в широких пределах: от <0,001 до 0,0 н – 0,0 н мм. Прораствание полезных

минералов очень тонкое и тесное. Для раскрытия сростков минералов друг от друга, от минералов пород и силикатной части шлаков требуется помол менее 0,07 мм. Для выделения магнетита может быть использован метод магнитной сепарации, хотя при наличии тонких сростков с магнетитом минералов меди, часть медьсодержащих минералов может уйти в магнитную фракцию. Наличие тонких менее 0,002 мм включений халькопирита, борнита и других минералов в силикатной части шлаков может привести к потере меди, если размер силикатных зёрен намного превышает размер частиц сульфидов.

Список литературы:

- 1.Полькин С.И., Адамов Э.В и др. «Технология обогащения руд цветных металлов» Изд. Недра, 1979, 265 с.
- 2.Филлипова Н.А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки. М., Изд. «Химия», 1975, 279 с.

УДК 622.1; 622.7

© Бадалов С.Т. 2009 г.

НЕКОТОРЫЕ МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ В РУДООБРАЗУЮЩИХ СИСТЕМАХ АЛМАЛЫКА

Бадалов С.Т., профессор Института геологии и геофизики АН РУз, докт. геол.-мин. наук

К благородным металлам относятся золото, серебро и элементы платиновой группы - рутений, родий, палладий, осмий, платина и иридий. Их геохимической особенностью, особенно в условиях образования концентраций, является нахождение в самородном состоянии, как обособленно каждого из них, так и чаще всего в их совместных сочетаниях [1-5].

Для общей характеристики элементов платиновой группы в табл. 1 приведены все важнейшие

данные по их изотопному составу. Если у всех 6 элементов этой группы всего 29 стабильных изотопов, то количество нестабильных изотопов составляет 129, т.е. почти в 4 раза больше. Из них только родий-103 (Rh^{103}) является моноизотопом, тогда как у всех других от 2 до 7 изотопов (по 7 стабильных изотопов только у осмия и рутения), а их содержание в породах Земли (кларки) колеблется от 100% для родия и до 12-13% для осмия и рутения. Всего у 20 стабильных моноизотопов (Na, Cs, Au, Al, Sc, Y, P, As, Nb, Bi, F, Mn, I, Co, Rh, Pr, Tb, Ho, Tm) имеется более 320 нестабильных изотопов. К благородным металлам из них относятся только золото и родий.

Особенно характерно распределение минеральных форм нахождения у элементов платиновой группы как между собой, так и с 15 важнейшими элементами

Таблица 1

Изотопия металлов платиновой группы

Элемент и его №	Атомный вес и кларк, g/t	Количество изотопов			Протоизотоп	
		Стабильных	Нестабильных	Всего	Массовое число	Его распространённость, %
Рутений - 44	101,07 (-)	7	9	16	100	12,6
Родий - 45	102,90 (-)	1	26	27	103	100,0
Палладий - 46	106,40 (0,013)	6	16	22	106	27,3
Осмий - 76	190,20 (-)	7	16	23	188	13,3
Иридий - 77	192,20 (0,006)	2	32	34	191	37,3
Платина - 78	195,09 (0,1)	6	30	36	194	32,9
Итого:		29	129	158		

ми (табл. 2). Оказалось, что общее количество только учтенных минералов у этих элементов составляет около 500, из которых максимальное их число (более 220) у палладия и платины (их около 110), тогда как у других элементов этой группы их от 30 до 50 минеральных видов. Только совместных минеральных соединений у платиноидов около 150. Из этого следует, что наиболее активными из них в минералого-геохимическом отношении являются только палладий и платина.

Весьма интересны данные о минеральных соединениях золота и серебра с 18 наиболее активными элементами (табл. 3), согласно которым общее количество подобных соединений составляет примерно около 250, из которых на долю золота и серебра с золотом приходится более 200. Особенно контрастно выделяется серебро, для которого известно около 180 минералов. Золото в этом отношении оказалось наиболее инертным, т.к. образует всего около 40 минералов. По данным И.Я. Некрасова у золота были известны (на 1991 г.) следующие минеральные связи: с серебром - 22; с теллурием - 13; с медью - 11; по 6 связей с серой и свинцом; по 4 связи с селеном, кислородом и сурьмой; по 2 связи с ртутью и висмутом, и по одной связи с оловом, железом, никелем и платиной.

Имеющиеся данные по примерному распределению 13 ценных элементов в трех главнейших рудных минералах медно-молибденовых месторождений Алмалыка приведены в табл. 4. Весьма характерно, что каждый из этих минералов оказался концентратором только одного из этих ценных элементов (в g/t): молибденит для палладия (до 5); халькопирит для золота (до 30); пирит для кобальта (до 700). Однако, концентратор элемента-примеси не всегда является и его носителем по массе от руды в целом. Так, например, если молибденит является концентратором палладия, то носителем его основной массы оказался пирит, в котором находится около 90% палладия.

При существующем примерном количественном соотношении главных рудных минералов руд Алмалыка как: пирита - 500; халькопирита - 100, а молибденита - 1, оказалось, что пирит как наиболее распространенный из них, является носителем или концентратором таких ценных элементов как Au, Ag, Pd, Re, Os¹⁸⁷, Co, Ni, Se и Bi, содержание которых в пирите составляет от 70 до 97% от общей их массы. Однако, несмотря на это, само извлечение пирита уже около 50 лет на АГМК происходило только попутно всего до 25% при получении медного (халькопиритового) концентрата.

В связи с этим, приведенные в табл. 5

количественное распределение Au, Ag, Pd и Pt в главнейших рудных минералах Алмалыка заслуживают большего внимания, особенно в целях их возможного дополнительного извлечения. Эти данные приведены по главнейшим медно-порфировым месторождениям Алмалыкского рудного района - Кальмакыру, Дальнему, Балыкты и Сары-Чеку, которые образовались примерно около 300 млн. лет назад (по Re-Os методу).

Минералого-геохимическая и генетическая их близость не вызывает сомнений, т.к. содержание в них палладия с серебром, а золота с платиной почти идентичные в этих минералах. Так, например, содержание в пирите примеси палладия находится в пределах 0,47-0,50 g/t, а серебра от 35 до 50 g/t. Примерно такие же или близкие к ним соотношения платины с золотом в каждом из этих минералов всех месторождений. Единственным и наиболее вероятным источником всех этих ценнейших элементов могли быть органические доломитовые породы, которые почти во всех случаях являлись подстилающими или вмещающими.

Становится все более очевидной истинная роль осадочных пород почти во всех случаях образования «эндогенных» месторождений, особенно медно-порфирового и полиметаллического состава, тогда как отнесение их к собственно магматогенным не имеет объективных доказательств. Общеизвестно также, что породы гранитоидного состава, со-

Таблица 2

Элементы платиновой группы (ЭПГ) и их важнейшие минеральные связи

№ п/п	Элементы	Pd	Pt	Ir	Ru	Os	Rh	Всего
1.	Платина	19	+	6	3	3	6	38
2.	Иридий	-	11	+	6	9	3	30
3.	Палладий	+	19	-	-	-	2	22
4.	Осмий	-	3	9	7	+	-	20
5.	Рутений	-	3	5	+	7	1	17
6.	Родий	3	6	2	1	-	+	13
7.	Мышьяк	35	8	5	5	2	3	58
8.	Сера	19	11	7	5	3	-	45
9.	Висмут	22	7	-	-	-	-	29
10.	Медь	16	8	3	-	-	2	29
11.	Теллур	17	5	-	-	-	6	28
12.	Никель	15	4	1	1	1	-	22
13.	Сурьма	15	5	1	-	-	-	21
14.	Свинец	12	4	2	-	-	2	20
15.	Олово	10	7	-	-	-	-	17
16.	Золото	8	2	2	-	1	-	13
17.	Серебро	10	-	-	-	-	-	10
18.	Железо	3	5	1	-	-	-	9
19.	Ртуть	6	-	1	-	-	-	7
20.	Кобальт	5	1	-	-	-	-	6
21.	Селен	6	-	-	-	-	-	6
	Итого:	222	110	46	29	27	26	460
	Стабилизотопы	6	6	2	7	7	1	29
	Связи с S, Se, Te	42	16	7	5	3	6	79
	Связи между ЭПГ	22	39	22	17	19	12	131

Примечание: Знак + - означает самородное состояние.

Таблица 3

**Примерное количество минеральных видов у золота и серебра
с комплексом химических элементов**

№ п/п	Au и Ag Элементы	Золото +	Золото с серебром +++	Серебро +	Всего
1	Сера	1	3	58	62
2	Селен	-	3	4	7
3	Теллур	7	3	8	18
4	Мышьяк	-	-	13	13
5	Сурьма	2	-	22	24
6	Висмут	1	-	17	18
7	Ртуть	1	1	5	7
8	Таллий	-	-	2	2
9	Медь	7	1	16	24
10	Свинец	4	-	24	28
11	Цинк	-	-	2	2
12	Железо	-	-	7	7
13	Марганец	-	-	1	1
14	Палладий	8	-	10	18
15	Платина	2	-	-	2
16	Никель	-	-	1	1
17	Германий	-	-	1	1
18	Олово	-	-	3	3
	Итого:	33	11	194	238
	Связи с S, Se, Te	8	9	70	87

Примечание: Знак + - означает наличие минерального самородного состоя-

ставляющие около 95% от общей массы магматогенных пород, являются породами, по которым определяется среднее содержание в них как породо-, так рудообразующих и редких элементов, т.е. их кларки. В связи с этим, сама гранитоидная порода, как кларковая, не могла служить прямым источником рудообразования. В случаях пространственной близости или нахождения оруденения в самих магматических породах все объясняется активными

процессами ассимиляции ими обогащенных рудообразующими и редкими элементами осадочных магнезиальных горных пород (доломиты и доломитизированные породы). Для превращения природной системы в халькофильную, литофильную и др. необходимо наличие в системе соответствующих пород. Так, например, образование сульфидного оруденения, практически во всех случаях, обусловлено участием в рудообразующем процессе обогащенных органикой осадочных пород, которые изначально оказались концентраторами всех ценнейших рудных и редких элементов. Органическое вещество является наилучшим сорбентом большого комплекса химических элементов в природных системах с восстановительными условиями их возникновения и существования. Естественно поэтому, что при их активизации за счет магматизма или гидротермальных растворов именно в них и, в основном, за счет их состава, в них возникает рудообразование.

Таким образом, рассмотрение некоторых геохимических особенностей поведения 8 благородных металлов (Au, Ag, Pd, Pt, Os, Ir, Rh, Ru) показало, что наиболее халькофильным из них является серебро, а затем следуют палладий, платина и другие. В связи с резкими их различиями, особенно по халькофильности, в природных рудообразующих системах происходят процессы обогащения некоторых из них в большей степени, чем это для других. Вопросы, связанные с образованием концентраций благородных металлов зависят в основном от степени проявления каждым

Таблица 4

**Примерные усредненные содержания элементов-примесей в главных рудных минералах
месторождения Кальмакыр (Алмалык)**

№ п/п	Элементы	Кларк, g/t	Пирит (500)		Халькопирит (100)		Молибденит (1)		Всего, g/t
			g/t / кк	% от общего	g/t / кк	% от общего	g/t / кк	% от общего	
1	Золото	0,0043	5,0 / 1160	84,0	30 / 7000	15,9	3,0 / 700	0,1	38,0
2	Серебро	0,07	36 / 510	70,0	66 / 940	29,5	80 / 1120	0,5	182,0
3	Палладий	0,013	0,014 / 1	90,0	0,2 / 15	9,0	4,5 / 350	1,0	4,7
4	Платина	0,01	0,06 / 6	93,0	0,02 / 2	6,0	0,66 / 66	1,0	0,74
5	Рений	0,0007	5,5 / 7860	61,5	2,5 / 3600	5,5	1500 / 2143000	33,0	1508
6	Осмий-187	-	0,06 / 7860	61,5	0,04 / 3600	5,5	3,5 / 2143000	33,0	3,6
7	Кобальт	18	700 / 40	97,0	100 / 6	3,0	-	-	800,0
8	Никель	58	160 / 2,8	95,0	40 / 7	5,0	-	-	200,0
9	Висмут	0,009	150 / 160000	91,0	70 / 75000	9,0	-	-	220,0
10	Селен	0,05	40 / 800	69,5	88 / 1760	30,0	140 / 2800	0,5	268,0
11	Теллур	0,001	20 / 20000	90,0	10 / 10000	9,0	40 / 40000	1,0	70,0
12	Индий	0,25	0,5 / 2	19,0	11 / 80	81,0	-	-	11,5
13	Таллий	1,0	1,5 / 1,5	40,0	10 / 10	60	-	-	11,5
	Итого:		1117 / -		427 / -		1772 / -		3316,0

Примечание: кк - кларк концентрации, т.е. отношение содержания элемента в минерале к его кларку в породах земной коры. Примерные данные по извлечению главных рудных минералов (в %): пирита ≈ 20-25; халькопирита ≈ 75-80 и молибденита ≈ 45-50. При количественном соотношении пирита к халькопириту и молибдениту как 500:100:1 это соответствует соотношению пирита к меди и молибдениту как 830:55:1

Таблица 5

Распределение благородных металлов в рудных минералах медно-порфировых месторождений Алмалыка (g/t)

Месторождения	Минералы							
	Пирит		Халькопирит		Сфалерит		Галенит	
	Pd / Ag	Pt / Au	Pd / Ag	Pt / Au	Pd / Ag	Pt / Au	Pd / Ag	Pt / Au
Кальмакыр	(15) 0,5 / 35	(15) 0,06 / 5,6	(10) 0,3 / 66	(10) 0,03 / 31	(8) 0,01 / 320	(8) 0,008 / 21	(6) 0,03 / 530	(6) 0,03 / 8,5
Дальнее	(9) 0,5 / 50,3	(9) 0,07 / 9,6	(13) 0,2 / 78	(13) 0,03 / 24,7	(8) 0,04 / 450	(8) 0,005 / 19	(7) 0,06 / 568	(7) 0,04 / 8,2
Балыкты	(6) 0,48 / 20,5	(6) 0,05 / 11,6	(7) 0,16 / 58	(7) 0,03 / 25,0	(7) 0,02 / 210	(7) 0,006 / 15,6		
Сары-Чеку	(14) 0,47 / 44,8	(14) 0,06 / 16,3	(14) 0,27 / 42,6	(14) 0,04 / 17,7			(6) 0,05 / 364	(6) 0,005 / 2,2
Баланс распределения металлов по рудным минералам месторождения Кальмакыр (в % от общего количества)								
Кальмакыр	88 / 65	45 / 34	12 / 34	55 / 48	- / 0,5	- / 12	- / 0,5	- / 6

Примечание: в скобках количество анализов

из них или их сочетаний, конкретных геохимических свойств с учетом масштабности рудообразующих систем и комплексности их состава. При этом, если для образования халькофильных минералов необходимо наличие в системе серы и восстановительных условий, тогда как в окислительных условиях, особенно в приповерхностных частях месторождений, образуются окисные формы соединений элементов (вольфрамит, магнетит, гематит, шеелит и др.).

Алмалыкский рудный район по масштабности и значимости ценнейших рудообразующих (медь, молибден и др.) и редких элементов (рений, осмий-187 и др.) является одним из уникальных, особенно

по комплексности состава оруденения, что требует разработки новейших технологических методов для наиболее полного их извлечения и использования.

Следует полагать, что обычные геологические представления об условиях образования промышленных концентраций многих рудообразующих и редких элементов должны обязательно сопровождаться учетом геохимических особенностей процессов, сопровождающих их в каждом конкретном рудном районе. В связи с этим утверждения о привносе оруденения в готовом виде из "неведомых" источников требуют детального обоснования, что особенно необходимо в случаях крупных и уникальных концентраций многих ценнейших элементов.

Список литературы:

1. Бадалов С.Т. Геохимические проблемы металлогении XXI века. Матер. Конфер. "Соврем. проблемы металлогении", Ташкент, 2002, с. 21-23.
2. Бадалов С.Т. Геохимические особенности поведения золота в разнообразных рудообразующих системах. "Горный вестник" Узбекистана, № 4 (25), 2005, с. 8-15.
3. Бадалов С.Т. Геохимические основы рудообразования. "Горный вестник" РУз, № 3, 2006, с. 4-6.
4. Бадалов С.Т. Пробность эндогенного золота как индикатор халькофильности рудообразующей системы. Сб. "Актуальные проблемы геологии и геофизики", Ташкент, "Фан", 2007, с. 9-12.
5. Бадалов С.Т. Некоторые проблемы наногеохимии золота. Тр. Симпозиума, Владивосток, 2007, с. 56-60.

УДК 622.113

© Колоскова С.М. 2009 г.

К ПРОБЛЕМЕ ВОСПОЛНЕНИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ АЛМАЛЫК-АНГРЕНСКОГО ГОРНОРУДНОГО КОМПЛЕКСА

Колоскова С.М., зав. сектором ГП Институт минеральных ресурсов Госкомгеологии РУз, канд. геол.-мин. наук

Проблемы сырьевого обеспечения действующих горно-добывающих предприятий в Узбекистане рассматриваются как с позиций экономической рентабельности отработки месторождений полезных ископаемых, так и геополитического и социального аспектов окружающей среды (в отличие от

задач открытия крупных месторождений в новых районах, где превалирует коммерческая значимость проектов эксплуатации). Геологоразведочные работы в районах действующих добывающих предприятий входят в число приоритетных направлений по ряду причин:

- в этих районах развита инфраструктура, добывающие комплексы давно построены и истек срок их амортизации, средства требуются только для обновления оборудования, становится экономически целесообразна эксплуатация небольших месторождений и даже отдельных, разрозненных рудных тел;

- накоплена обширная научная и геолого-поисковая информация, разработаны прогнозно-поисковые критерии обнаружения промышленного оруденения и его оценки;

- локализованы перспективные объекты, что не требует опосредования больших по размерам площадей.

Одним из путей решения проблемы восполнения минерально-сырьевой базы (МСБ) действующих добывающих предприятий России является вовлечение в отработку «остаточных» запасов и ресурсов района добычи [1]. К «остаточным» запасам (прогнозным ресурсам) относятся все минимально ценные концентрации минерального сырья, не обнаруженные или не учтенные на момент проектирования ГОКов, но находящиеся на незначительном удалении от них и допускающие хотя бы безубыточное извлечение с использованием уже существующих мощностей и технологий. Для воспроизводства МСБ предлагается геолого-экономическая и технологическая модель поисковых работ в развитых горнорудных районах с использованием методического аппарата теории надежности геолого-поисковых систем [2].

Научными и производственными подразделениями Госкомгеологии Республики Узбекистан воспроизводство МСБ достигается за счет переинтерпретации накопленной информации, новых научно-методических подходов на этапах локального и детального прогнозирования; комплексированием космогеологических, геолого-структурных, геофизических, минералогических, геохимических методов и горно-буровых работ на стадиях поисков и оценки

рудноносных участков.

Проблема восполнения МСБ благородных металлов Алмалык-Ангренского горно-добывающего комплекса в настоящее время не достигла такого критического состояния как на Чадакском руднике, но уже сейчас реализуется программа для длительной и бесперебойной работы Ангренской золотоизвлекательной фабрики. Если Алмалыкский горно-металлургический комбинат в 2009 г. подошел к юбилейной дате – 60-летию, то история промышленного освоения золоторудных месторождений в регионе начинается с 1975 г., с момента запуска Ангренской ЗИФ, одного из звеньев Алмалык-Ангренского горнорудного комплекса. После открытия основных объектов добычи благородных металлов месторождений Кызылалмасай и Кочбулак в 1959 г. прошло около 15 лет до начала их отработки. С начала 1960-х гг. и по настоящее время в результате геологоразведочных работ в регионе открыты более мелкие по масштабам оруденения серебряно-золоторудные месторождения и множество рудопроявлений. Настоящая статья посвящена результатам локального прогнозирования по изучению перспектив Шаваз-Дукентского грабена и Талбулакского поднятия (правобережье р. Ангрен) на скрытое золотое оруденение, выполненного Институтом минеральных ресурсов в 1998-2000 гг.

Территория исследований, расположенная в хорошо освоенном горно-рудном регионе, всегда привлекала внимание геологов и с 1930-х гг. здесь начаты планомерные работы по изучению геологического строения и поискам месторождений полезных ископаемых. С момента открытия в 1959 г. золоторудного месторождения Кызылалмасай интерес к правобережью реки Ангрен возрос и период с начала 1960-х до конца 1970-х гг. характеризуется наиболее широким разворотом геолого-съемочных, поисковых, разведочных и тематических работ. С 1980-х гг. по настоящее время площадь неоднократно вовлека-

лась в различные тематические и прогнозные исследования на золотое оруденение, а геолого-разведочные работы на золото стадий поисков, оценки и разведки проводились преимущественно в пределах Кызылалмасайского рудного поля. Наиболее продуктивным на открытия стал период 1959-1964 гг., когда были выявлены эродированные золоторудные объекты (табл.), составляющие значительную часть МСБ Ангренского сектора.

Карта перспективных площадей междуречья Шаваз-Дукент в юго-западных отрогах Чаткальского хребта настолько насыщена, что практически не остается безрудных позиций,

Таблица

Данные об открытии месторождений и крупных рудопроявлений золота в пределах Шаваз-Дукентского грабена и Талбулакского поднятия (правобережье реки Ангрен)

Месторождение, рудопроявление	Год открытия	Данные об открытии
Кызылалмасай	1959	Открыты при проверке заявки сотрудников гидрогеологической партии (П.С. Панченко, И.И. Ким, и др.), мест расположения древних выработок и данных о наличии золота в отдельных пробах
Центральный		
Самарчук		
Чумаук-1	1961	Открыто при проведении поисковых маршрутов (Ю.П. Якимов)
Чумаук-2		
Междуречье	1985	Открыто при проведении детальных поисков с объемным картированием (Н.Ф. Рафиков и др.)
Акчасай	1964	Выявлены в процессе поисков и металлометрической съемки м-ба 1:25000 (Б.И. Болковой, Г.Г. Шестакова и др.)
Талбулак		
Левобережное	1964	Выявлено при проведении Государственной геологической съемки м-ба 1:25000 (Ахмедов М.А. и др.)
Галагау (Чильмайрам)	2005	Открыто при наземной проверке бурением результатов ДЗЗ (Вокал В.) на уч. Чильмайрам, выявленном в 1964 г. при Госуд. геологической съемке м-ба 1:25000 (Ю.К. Ляшенко, А. Шипулин)

однако большинство из них остались недоизученными и представляют интерес на обнаружение скрытого золотого оруденения в промышленных масштабах [3-5]. Свидетельство тому – открытие месторождения Междуречье и проявления Галагау с тонковкрапленной комплексной золото-серебряной с платиноидами минерализацией в восточной части Акчинского интрузива [6].

Научной базой исследований послужили представления о природных сочетаниях геохимических полей, рассматриваемых как *рудно-геохимические системы* (РГС) – закономерные ассоциации рудных скоплений и геохимических полей различной иерархии, характеризующиеся единством генезиса, эволюции, геологических процессов, территорией проявления. На основе информационных материалов разработана геолого-генетическая модель Кызылал-масайской РГС ранга месторождения, систематизированы комплексы прогнозно-поисковых признаков золотоносных рудообразующих систем (РС) изучаемой территории ранга – рудный узел, рудное поле, месторождение, рудное тело по группам: морфоструктурные, структурно-тектонические, формационные и литологические, магматические, геофизические, метасоматические, минералогические, геохимические. Составлен комплект картографических материалов масштаба 1:100000 и 1:25000 и более детальных, отражающих пространственное распределение прогнозно-поисковых признаков РС: морфоструктурная схема потенциальных РГС, районирования по структурно-морфологическим типам магнитных полей, ареалов развития аномалий калия, тория и щелочных метасоматитов, геолого-структурных признаков, результатов интерпретации геофизических полей, районирования геохимических полей и другие [4].

Проявления *тектонических* процессов контролируют размещение магматических образований, формируют блоковое строение территории, выводя на эрозионный срез разновозрастные комплексы пород. В зависимости от масштабности проявления тектонических процессов для определения позиций рудных узлов, рудных полей и месторождений рудоконтролирующее значение в пределах территории имеют (рис. 1):

- сквозные зоны долгоживущих разломов фундамента, определяющие области повышенной проницаемости земной коры;
- разломы первого порядка, ограничивающие Шаваз-Дукентский грабен;
- блокоформирующие разломы второго порядка, участки их искривления, сочленения, узлы пересечения;
- крутопадающие синвулканические разломы и тектонические контакты пород вулканогенного чехла и кристаллического фундамента;
- пологие контакты различных литологических сред, межформационные отслоения и срывы, тектоническая расслоенность вулканогенных толщ или зон контактов вулканитов с подстилающими поро-

дами (многоярусное экранирование оруденения);

- унаследованное развитие структур основания в вулканогенном чехле, признаки синвулканической активности в виде цепочек субвулканических тел, инъекционно-эксплозивных брекчий, даек, полей вторичных кварцитов;

- наличие субпараллельных и клиновидных систем разломов с ограниченной возможностью горизонтального перемещения блоков.

Таким образом, если позиции рудных узлов, полей и, отчасти, месторождений в общем плане контролируются областями высокой проницаемости, то фактором концентрации оруденения в рудных полях и позициях потенциальных месторождений является достижение критического состояния рудоносных растворов за счет резкой смены физико-химических условий среды (физико-химические экраны, приоткрытые полости и др.).

Влияние *формационных и литологических* признаков на рудолокализацию может проявляться в различных аспектах, из которых главные: приуроченность к определенным комплексам пород; наличие некоторых физико-химических свойств среды как осадителя рудных компонентов; надфоновые концентрации элементов в породах как возможный источник рудных компонентов.

Магматические рудоконтролирующие признаки проявлены в развитии ареалов неэродированных интрузий среднего-основного и кислого состава на глубинах $\geq 2-5$ km, разновозрастных даек и малых порфировых интрузий в пределах геологических блоков повышенной проницаемости. В рудоподготовительный период устанавливается существенная роль плутонического магматизма повышенной основности, расположение тел контролируется линейными зонами и тектоническими структурами глубинного заложения (рис. 1).

Функционирование тепло-флюидальных систем над этими очагами производит вещественное преобразование пород, что фиксируется в зональности геохимических, геофизических полей, фаций пропилитов.

При близком по времени становлении вулканоплутонических комплексов и оруденения вокруг этих интрузивных тел создается термоградиентное поле, содействующее транзитному переносу эманационных флюидов в приповерхностные области, где локализуются субвулканические тела и малые интрузии, представляющие остаточный магматический расплав, насыщенный подвижными летучими и рудными компонентами.

Формирование локальных предрудных и околорудных метасоматитов связано с функционированием конвективных систем, продуцируемых подобными расплавами. Субвулканические тела и малые интрузии, являясь источниками гидротермальных флюидов, в свою очередь, благоприятствовали созданию локального температурного поля и активизации метеорных вод, метасоматическим изменениям пород с развитием водонасыщенных фаций типа ар-

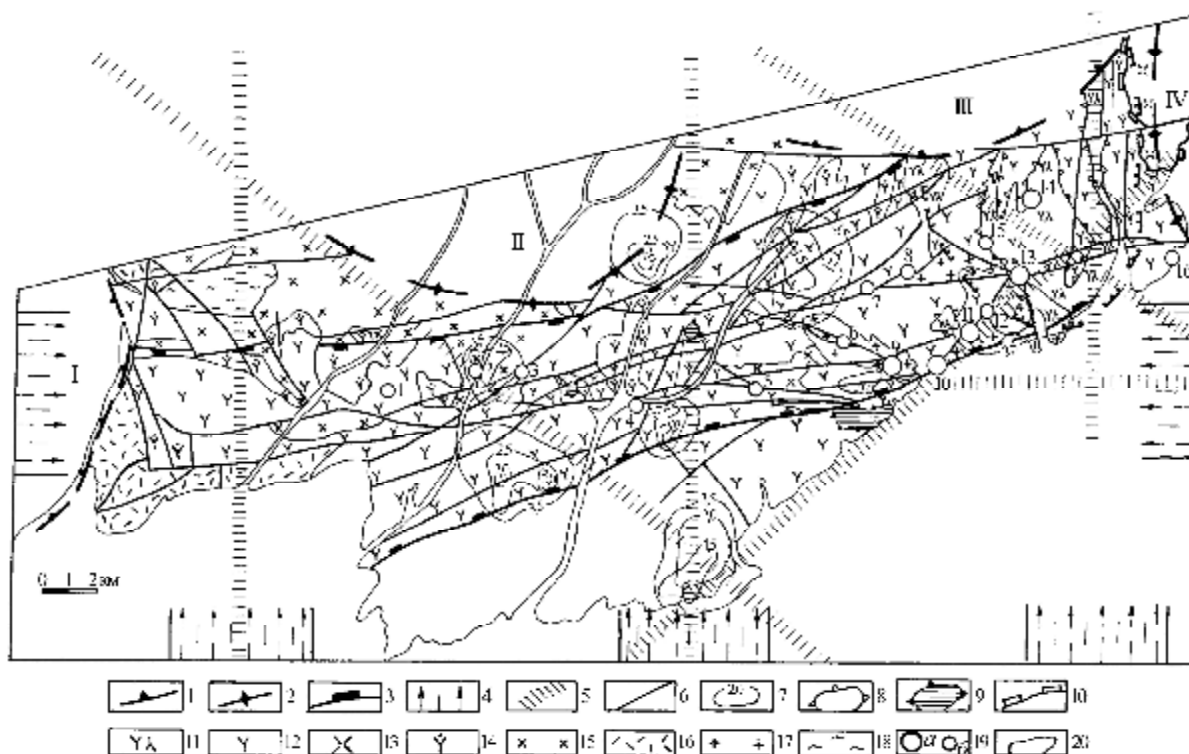


Рис. 1. Схема факторных признаков размещения локальных золотоносных рудно-магматических систем Шаваз-Дукентского грабена: 1-3 – вулканотектонические структуры с различным характером развития и металлоносности рудно-магматических систем: 1 – кальдерные (I- Болгалинская, III- Чилтенская) 2 – полигенно-кальдерные (II- Карабашская, IV- Бабайтаудорская), 3 – грабенообразные, Шаваз-Дукентский полигенный грабен; 4-5 – признаки структурно-тектонического фактора, контролирующие размещение магматических тел и оруденения: 4 – позиции сквозных зон трещиноватости – линейная сеть (меридиональные – Дукент-Гушсайская, широтные – Ахангаранская системы), 5 – скрытые региональные разломы по геофизическим данным, 6 – блокоформирующие разломы с различными функциями в рудогенезе; 7-10 – признаки магматического фактора, определяющие рудогенерирующие и энергетические свойства рудообразующих систем: 7 – магматические очаги повышенной основности на глубинных срезах (км), 8-10 – потенциальные рудно-вулканические системы, связанные с секущими фациями вулканитов: 8 – экструзивная, вулканические купола и их корневые части, 9 – жерловая, неки простого и сложного строения, 10 – субвулканические гипабиссальные интрузии, лакколитообразные тела, штоки и дайки; 11-18 – комплексы пород: 11 – карабауский C_3 , 12 – надакский C_2m-C_3 , 13 – куюндинский C_2m-C_3 , 14 – акчинский C_2m , 15 – кызылсайский C_2b , 16 – вулканогенный и карбонатный D_1-C_1 , 17 – башкызылсайский S_2 , 18 – вулканогенно-терригенный O_3-S_1 ; 19 – месторождения (а) и крупные рудопроявления (б) золота Шаваз-Дукентского грабена (1- Катранга, 2- Мазарсай, 3- Каракия, 4- Акча Восточная, 5- Наусалы, 6- Северо-западное, 7- Актурпак, 8- Гошсай, 9- Кызылмалмасай, 10- Междуречье, 11- Самарчук, 12- Чумаук-2, 13- Чумаук, 14- Левобережное, 15- Туячаул, 16- Дукент); 20 – граница выходов домезозойских пород

гиллизитов и дальнейшей дифференциации рудного вещества вмещающих пород.

Геохимические критерии идентификации золотоносных РГС вытекают из модельных характеристик эталонной Кызылалмасайской РГС: 1) ореолообразующими для серебро-золотого оруденения являются Au, Ag, Hg, Ba, Sb, Cu, Mo, Pb, Zn, Bi, W, Sn, Co, которые представлены в надфоновых концентрациях на различных уровнях развития оруденения; 2) в состав устойчивой геохимической ассоциации оруденения кызылалмасайского типа входят Au, Ag, As, Pb, Cu, Bi; 3) вертикальная геохимическая зональность проявлена в развитии повышенных концентраций в над- и верхнерудных срезах минерализованных зон Hg, Sb, As, Ag, Pb, Ba, рудных – Au, Cu, Bi, Zn, нижнерудных – W, Mo, Sn, Co. Для некоторых модельных характеристик отмечена устойчивость и воспроизводимость статистических параметров при

анализе локальных позиций первичных ореолов индикаторного оруденения. Понижается информативность ряда эндогенных геохимических показателей, разработанных для концентрированного оруденения и связанных с вариациями содержаний рудных компонентов, поскольку в удаленных надрудных позициях эта группа элементов проявляется в субфоновых содержаниях. Информативными становятся такие геохимические свойства, выражаемые в статических параметрах, как ассоциативность (по результатам корреляции), уровень дисперсии (по коэффициенту вариации), степень инертности-подвижности (по методу многократной корреляции), а также структурная организация геохимических полей, фиксирующая следы рудного процесса и на субфоновом уровне.

Типизация аномальных геохимических полей (АГП) и оценка перспектив локальных участков на

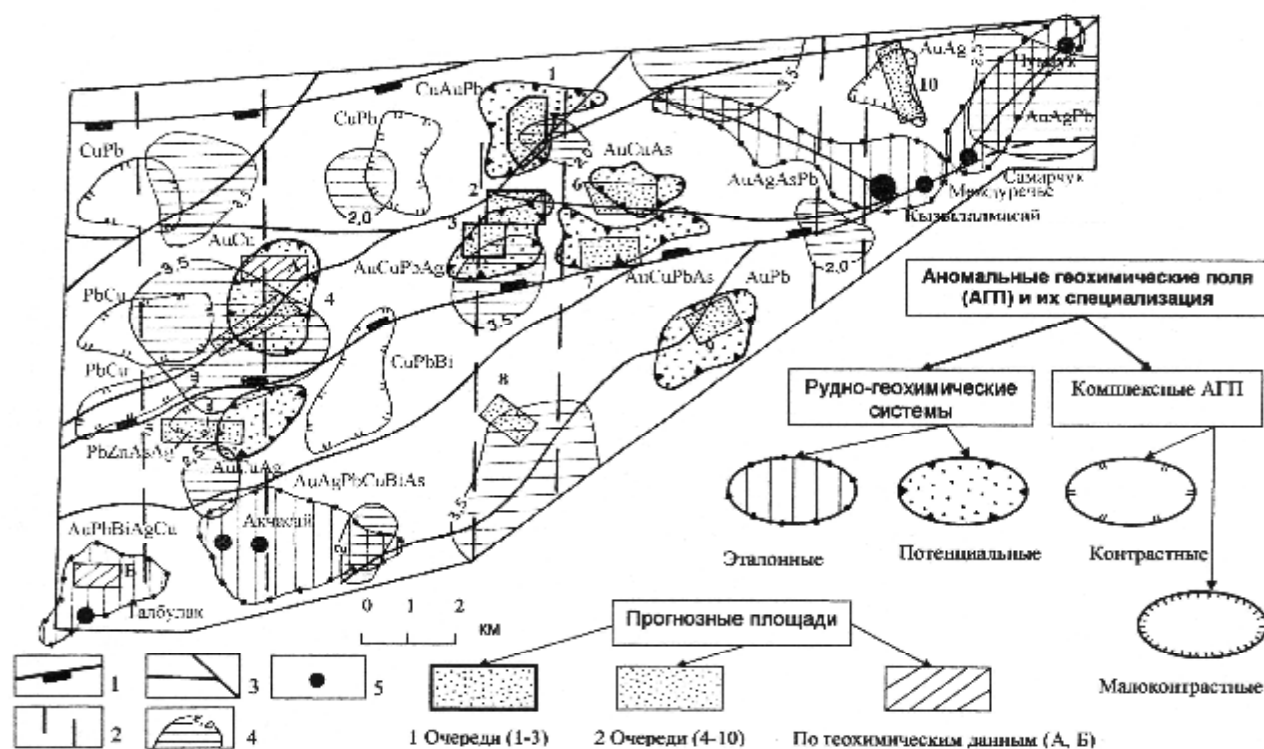


Рис. 2. Элементы прогнозно-геохимической карты на золото центральной части Шаваз-Дукентского грабена: 1 – разломы, ограничивающие Шаваз-Дукентский грабен; 2 – зоны меридиональных линеаментов; 3 – блокоформирующие разломы; 4 – проекции магматических тел среднего-основного состава на глубинах 2-3,5 км по результатам геолого-геофизической интерпретации; 5 – золоторудные месторождения

скрытое золотое оруденение базируется на следующих главных критериях: 1) повышенной интенсивности и контрастности ореолов рудогенных элементов, в том числе над- и верхнерудного комплекса; 2) наличии признаков стандартной геохимической зональности, сопровождающей функционирование конвективных рудообразующих систем; 3) прямых признаках проявления рудообразующих процессов (метасоматические изменения пород, индикаторная минерализация); 4) повышенном содержании золота в рудно-метасоматических образованиях по данным опробования коренных выходов; 5) наличии геологических предпосылок и признаков рудно-геохимических систем кызылалмасайского типа. Типизация АГП позволила выполнить районирование геохимических полей Шаваз-Дукентского грабена и прилегающей с юга территории с выделением (рис. 2): 1) 13 АГП с ореолами Pb, Cu, Zn, Bi, Ag, Au низкой интенсивности; 2) 5 АГП с контрастными ореолами Pb и Cu (иногда дополнительно Bi, Zn, As, Ag, Au) с предпосылками и индикаторными признаками проявления рудообразующих процессов, возможно, сопровождают скрытое медно-висмутовое золотосодержащее или серебро-полиметаллическое оруденение; 3) 7 комплексных АГП имеют атрибуты, позволяющие идентифицировать их как потенциальные рудно-геохимические системы, специализированные на золотое оруденение; 4) АГП в пределах рудных полей с эродированным промышленным золотым оруденением отнесены к эталонным РГС.

*Прогнозно-геохимическая карта на золото масштаба 1:25000 составлена на основе комплексной информации с приоритетным значением геохимической (рис. 2). Прогнозные позиции ранга рудного поля и незеродированного объекта (месторождения, рудопроявления) обоснованы группами геологических и геохимических признаков. **Геологические признаки, определяющие обстановки зарождения, миграции и локализации золотого оруденения:** 1) наличие центров эндогенной активности: узлов пересечения структур глубокого заложения и длительного развития, незеродированных магматических тел, продуцирующих постмагматические гидротермальные растворы; 2) тектоническая подготовленность площади, определяющая проникающую способность рудоносных растворов; 3) многоярусность оруденения, обусловленная формационно-литологической и структурно-тектонической расслоенностью разреза, физико-химическими особенностями среды как осадителя рудных компонентов; 4) возможности вмещающей среды как дополнительного источника рудных компонентов; 5) оптимальный вертикальный размах зоны рудоотложения. Границей потенциальных рудных полей приняты контуры потенциальных РГС, уточнены позиции рудных полей с промышленным оруденением в аномальных геохимических полях (эталонные РГС).*

Геохимические признаки проявления рудообразующих процессов: 1) геохимические структуры в аномальных полях калия и тория, отображающие

рудно-метасоматические конвективные системы ранга рудного поля, связанные с надкровельными частями неэродированных магматических тел повышенной основности, узлами пересечения линейных зон с глубинными тектоническими нарушениями, полями щелочных метасоматитов; 2) золотоносные РГС; 3) комплексные аномальные геохимические поля с контрастными ореолами индикаторных элементов рудного процесса, связываемые при благоприятных геолого-генетических предпосылках с глубоко залегающим золотым оруденением и (или) слабо эродированным медно-висмутовым, или серебро-полиметаллическим; 4) аномальные геохимические поля с ореолами Au и Ag, характерные для убогосульфидного золотого оруденения.

Прогнозные площади (ПП) на скрытое золотое оруденение представляют проекцию на поверхность вероятностных позиций скрытых месторождений или крупных рудопроявлений.

По проявлению рудоконтролирующих факторов они ранжированы на ПП с наиболее полным комплексом прогнозно-поисковых признаков, отнесенные к первоочередным, и с преобладающим значением групп либо вещественных, либо геологических признаков, рекомендуемые к изучению во вторую очередь. Выполненные прогнозные построения на основе элементов модели Кызылалмасайской РГС позволяют сделать важный практический вывод о том, что золоторудный потенциал Шаваз-Дукентского грабена связан с выявлением скрытого (неэродированного или слабоэродированного) оруденения как в пределах известных рудных полей, так и выявленных РГС ранга потенциального рудного поля. Модельно-геохимический метод, адаптированный на прогнозирование золотого оруденения, связанного с постмагматическими рудообразующими системами [7], явился эффективным подходом локализации металлогенического потенциала золота и серебра изученной территории.

Список литературы:

1. Цыганов В.А., Егоров А.Ю., Ставский А.П. Восстановление и расширение минерально-сырьевой базы действующих добывающих предприятий // *Минеральные ресурсы России. Экономика и управление*. № 5, 2005. – С. 8-15.
2. Цыганов В.А. Надежность геолого-поисковых систем. – М.: Недра, 1994. – 484 с.
3. Бородин Ю.В. К проблеме поисков месторождений золота кызылалмасайского типа в Чаткало-кураминском регионе // *Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ. Труды науч.-практ. конф.* – Ташкент, 2003. – С. 231-232.
4. Пирназаров М.М., Колоскова С.М. Золотоносные рудно-геохимические системы Шаваз-Дукентского грабена (Восточный Узбекистан). – Ташкент: ГП «ИМР», 2007. – 96 с.
5. Сулейманов М.О., Мирзаева Г.А. Малые проявления золота Чаткало-Кураминского региона, перспективы и их поисковое значение // *Условия формирования, закономерности размещения и прогнозирование месторождений полезных ископаемых. Материалы конф.* – Ташкент: ТГТУ, 2006. – С. 299-302.
6. Конеев Р.И., Селтманн Р., Джабаров Р.А и др. Новый тип благороднометальной минерализации, связанной с интрузиями // *Проблемы геологии рудных месторождений, минералогии, петрологии и геохимии. Материалы науч. конф.* – М.: ИГЕМ РАН, 2008. – С. 95-98.
7. Колоскова С.М. Модельно-геохимический метод прогнозирования скрытого золотого оруденения, связанного с постмагматическими рудообразующими системами / «Поисковая геохимия: теоретические основы, технологии, результаты». Сб. науч. докладов. – Алматы, 2004. – С. 91-103.

УДК 550.834.53:553.41(575.11)

© Ахмеров Р.З., Барсукова Н.В., Каримова Г.Г. 2009 г.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ МЕТОДОМ ДЕТАЛЬНОЙ СЕЙСМОТОМОГРАФИИ НА ПЛОЩАДИ КЫЗЫЛАЛМАСАЙСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Ахмеров Р.З., старший научный сотрудник лаборатории стратиграфии, палеонтологии и тектоники ИГГ АН РУз; **Барсукова Н.В.**, младший научный сотрудник, ИГГ АН РУз; **Каримова Г.Г.**, младший научный сотрудник лаборатории «Структуры литосферы» ИГГ АН РУз

Разработанный в Институте геологии и геофизики АН РУз сейсморазведочный метод детальной сейсмической томографии позволяет исследовать литологическую структуру геологической среды и осуществлять поиски скрытых рудных зон [1-5]. Методика проведения полевых наблюдений не отличается от применяемой в сейсморазведке малых глубин [1, 2]. Это профильные наблюдения с многоканальными станциями и искусственными источ-

никами возбуждения упругих волн. Для регистрации колебаний могут использоваться либо стандартные 24-канальные сейсмостанции типа ИСН-01-24 (Венгрия), либо адаптированная к поисковым задачам сейсмологическая 12-канальная аппаратура АСС-6/12 и др. Шаг расстановки сейсмоприемников – 2-5 м, длина расстановки – 46 или 55 м. Колебания возбуждаются механическим способом: ударами на концах и в центре расстановки. Обработка

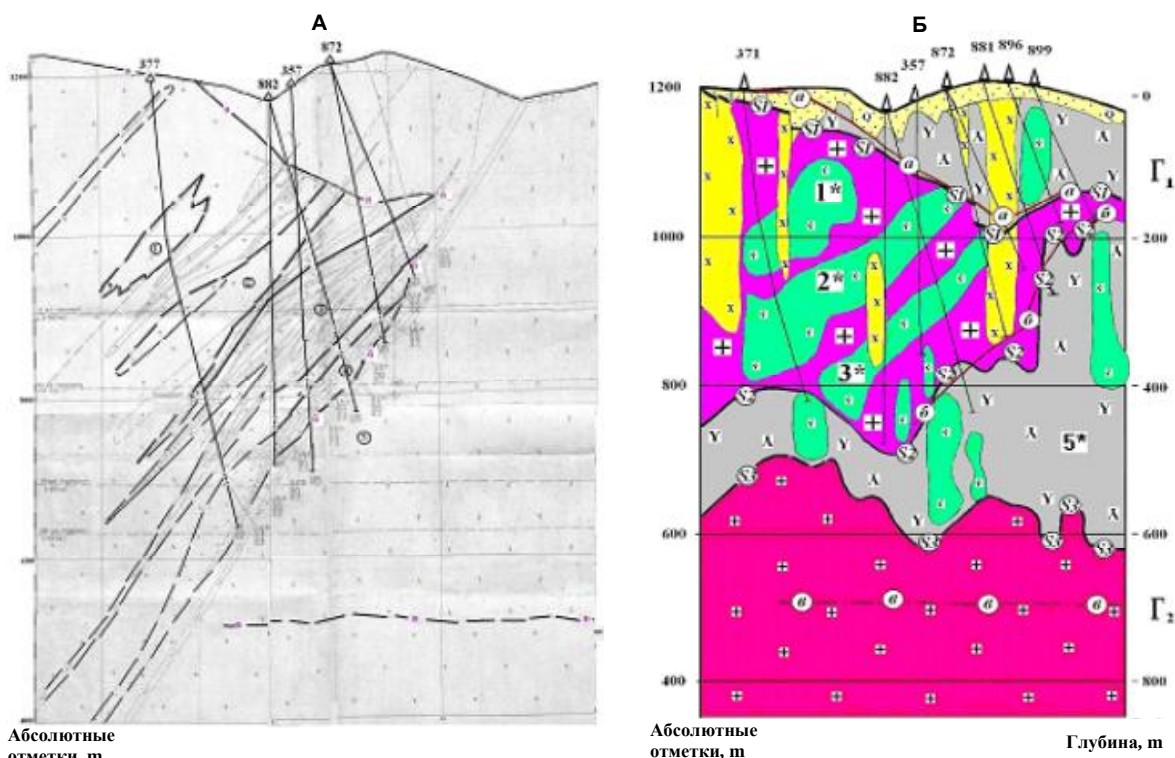


Рис. 1. Уч. Междуречье. Профиль 507 [4]. Сопоставление разреза по бурению (А) с сейсмогеологическим по данным сейсмотомографии (Б)

сейсмограмм осуществляется по принципам многоволновой сейсморазведки [3, 4] с использованием амплитудно-скоростных спектров. Конечным результатом являются сейсмогеологические разрезы с литологическим расчленением геологической среды и контурами прогнозируемых рудных тел.

В данной статье приводятся результаты применения метода на двух профилях (507, 207) участка Междуречье Кызылалмасайского рудного поля (Чаткало-Кураминский регион) в сопоставлении с данными геологического способа исследования разреза, основанного на материалах бурения. Вдоль профиля 507 пробурено 8 скважин глубиной от 290 до 560 м. Разрез по данным бурения выглядит следующим образом. В верхней части разреза залегают эффузивы, далее следует пласт гранитоидов, затем появляются нижние эффузивы, трактуемые как следствие надвиговых движений вдоль Гошсайского разлома, пересекающего профиль в его южном окончании. Линия контакта верхних эффузивов с верхними гранитоидами G_1 круто погружается (35-45°) от дневной поверхности (скв. 377) до 170 - 180 м (скв. 881). Контакт гранитоидов G_1 с нижними эффузивами воздымается под углом 40-45° с севера на юг с отметки 500 м (скв. 377) до 200 м (скв. 881). Толща гранитоидов в своем строении неоднородна - здесь в значительном количестве выявлены зоны, по составу отличные от интрузивных пород. На рис. 1 профиль представлен разрезами по бурению (А) и по сейсморазведке (Б). Первый из них несколько упрощен. На втором кровля гранитоидов

очерчена линией **а-а**, подошва (контакт с нижними эффузивами) - линией **б-б**. Выделяемые в теле гранитоидов зоны неоднородностей (порфириды, кварцевые жилы) оконтурены и обозначены цифрами 1, 2, 3. На сейсмическом разрезе выделены аналоги этих структурных элементов; они обозначены символами 1*, 2*, 3*. Проведена граница, отождествляемая с кровлей средних гранитоидов - линия **в-в**, скважинные данные по этой поверхности отсутствуют, поэтому линия проведена предположительно. Сейсмические аналоги упомянутых границ раздела обозначены следующим образом: кровля верхних гранитоидов - S_1 , их подошва - S_2 , кровля средних гранитоидов - S_3 .

Перейдем к анализу данных. Данные по кровле верхних гранитоидов (G_1) - линии S_1 и «а» - по стволам скважин практически совпадают друг с другом. Расхождения не превышают 5-10 м. (скважины 872, 357). Имеется значительное несовпадение - до 40 м - между скважинами 377 и 882. Однако следует иметь в виду, что данных по бурению здесь нет, а следовательно и граница «а» проведена, по-видимому, предположительно. Поэтому, отмеченное расхождение вполне объяснимо. Данные по подошве верхних гранитоидов - кровле погребенных эффузивов (линии S_2 и «б») - также близки друг к другу. Расхождения не превышают 20-30 м. Что особенно примечательно, практически полностью совпадает конфигурация линий, несмотря на непростой характер рельефа самой границы.

Информация о подошве погребенных эффузивов

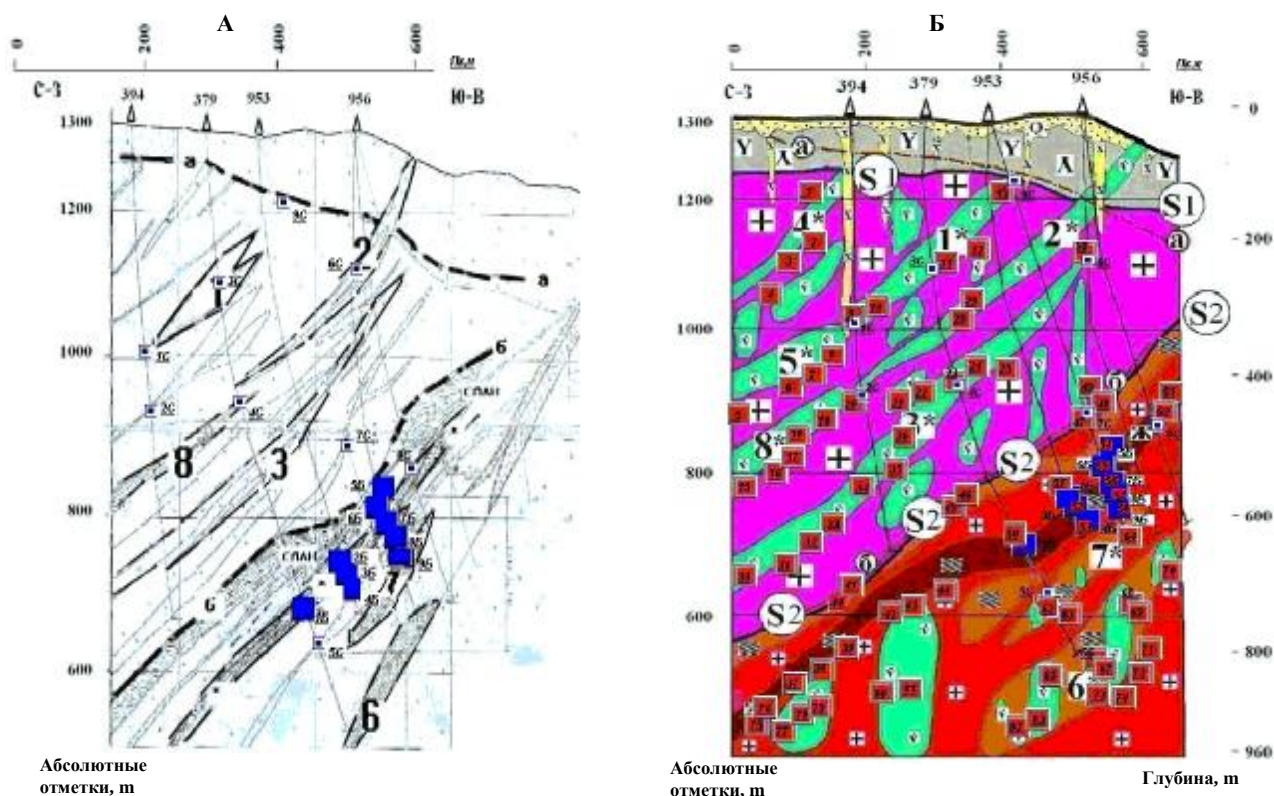


Рис. 2. Уч. Междуречье. Профиль 207 [1]. Сопоставление разреза по бурению (А) с сейсмогеологическим по данным сейсмотомографии (Б) (Чаткало-Кураминский регион, Кызылалмасайское поле)

– кровле средних гранитоидов (границы S_3 и «в») значительно расходятся. Не совпадают абсолютные отметки – по сейсмическим данным они колеблются на уровне 700–600 м, по геологическим – равны 500 м. Не совпадает рельеф – граница S_3 испытывает крутые подъемы и падения, а линия «в» проходит по разрезу горизонтально. Отметим еще раз, что скважинные данные о подошве погребенных эффузивов по этому профилю отсутствуют. Линия «в» проведена по аналогии с соседними участками, чем по-видимому и объясняются столь большие расхождения. Зоны неоднородностей в гранитоидах – 1, 2, 3 – на обоих разрезах имеют практически одинаковый характер залегания – с подъемом в южном направлении. В общем, совпадают и размеры. Судя по сейсмическим данным, это области в целом повышенных скоростей, а, следовательно, и плотностей.

На профиле 207 пробурено 6 скважин глубиной от 600 до 800 м (рис. 2). Профиль представлен разрезами по бурению (А) и по сейсморазведке (Б). На первом жирными линиями очерчены наиболее крупные структурные элементы – кровля гранитоидов а–а, прослойки порфиринов и диоритов 1, 2, 3, 8, кровля б–б метаморфических сланцев («слан») линзовидные включения сланцев 7, 6, рудоносная жила ж–ж.

На втором разрезе выделены сейсмические аналоги этих элементов: линия $S1$ – $S1$ – кровля гранитоидов; 1*, 2*, 3*, 8* – прослойки порфиринов и диоритов; линия $S2$ – $S2$ – кровля метаморфических

сланцев; 7*, 6* – включения сланцев; ж–ж – рудоносная жила. Здесь же проведена линия кровли гранитоидов по данным бурения – а–а и линия поверхности сланцев б–б. О величине расхождений между сейсморазведкой и бурением можно судить по глубинам, на которых линии $S1$ и $S2$ с одной стороны и линии а и б – с другой пересекаются стволами скважин. На скважине 956 линии $S1$ и а–а, а также $S2$ и б–б пересекаются в одних и тех же точках. Та же картина наблюдается на скважине 953, а также по скв. 394 и 379 – для линий $S2$ и б–б. И только в области пересечений кровли гранитоидов скважинами 394 и 379 между сейсмическими и геологическими данными отмечаются небольшие расхождения.

По данным бурения эта поверхность залегает на глубинах около 40 и 45 м, по данным сейсморазведки – на 50 и 55 м. Величина невязки составляет, таким образом, 10 м. Для отдельных структурных неоднородностей типа 1, 2, 3... также наблюдаются совпадения: совпадают глубины и характер залегания – подъем в юго-восточном направлении. Сопоставление результатов метода детальной сейсмотомографии и геологического метода показывает, что данные о структурных особенностях геологической среды, полученные обоими методами, между собой практически совпадают. Имеющиеся расхождения несущественны и находятся в пределах допустимых ошибок – не более 10–15% от глубины залегания.

На разрезах по профилю 207 приведены результаты поисков рудоносных зон методом детальной сейсмотомографии [5]. Схематизированные контуры выявленных объектов нанесены на рис. 2 в виде красных квадратов. Здесь же, синими квадратами, приведены данные бурения – «рудопересечения». Квадраты оцифрованы: красные – цифрами от 1 до 80, синие – 16,16,...,96. По соотношению количеств

ва красных и синих квадратов можно судить об эффективности метода.

Число выявляемых сейсмикой объектов почти в 10 раз превышает количество полученных бурением рудопересечений – 80 по сравнению с 9. Это указывает на эффективность и высокую продуктивность использования сейсмотомографии для поисков рудных тел.

Список литературы:

1. Сейсморазведка. Справочник геофизика. /Под редакцией И.И.Гурвича, В.П.Номоконова, - М.: Недра, 1981.- 464 с.
2. Гурвич И.И. Сейсмическая разведка. Изд. 2-е. – М.: Недра, 1970. -
3. Поперечные и обменные волны в сейсморазведке. /Под редакцией Н.Н.Пузырева. – М.: Недра, 1967. – 346 с.
4. Пузырев Н.Н. Интерпретация данных сейсморазведки методом отраженных волн. – М.: Гостоптехиздат, 1957.
5. Равшанов Ш.М. Применение метода сейсмической томографии на примере Алмалыкского региона. //XII Международный научный симпозиум имени академика М.А.Усова студентов и молодых ученых «Проблемы геологии и освоения недр» - Россия, Томск, 14-18 апреля 2008г.

УДК 550.553

© Мирзаева Г.А., Сулейманов М.О. 2009 г.

ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГУЗАКСАЙ-ЧАДАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Мирзаева Г.А., геолог карьера Саук-Булак ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Сулейманов М.О.**, старший научный сотрудник ИМП Госкомгеологии РУз, канд. геол.-мин. наук

Месторождение Гузаксай размещено в пределах Гузаксайского грабена – сложенного вулканитами и представлено различными морфотипами рудных тел. Разрывные нарушения, контролирующие размещение золото-серебрянного оруденения, образуют единый структурный каркас с Гузаксайским грабеном.

Под месторождением Гузаксай понимается группа проявлений золота, размещающихся в Гузаксайском грабене и его обрамлении. Перечень включает в себя участки: Северный Гузаксай, Центральный Гузаксай, Юго-Западный Гузаксай, Юго-Восточный Гузаксай, Мазар и Боматсай, Каракутан, Акбулак, Дальний и Промежуточный.

Процесс формирования структуры месторождения связан с развитием верхнепалеозойского вулканизма и характеризуется многоэтапностью формирования. Подробное описание месторождения дано в работах В.И. Александрова, Н.А. Ерохина, М.О. Сулейманова, Ю.А. Аверина, А.Г. Карпова, Е. Ганиева, И.П. Холопова и др. Ниже описаны некоторые участки месторождения Гузаксай [1-3].

Участок Акбулак расположен на правом борту Чадаксай. Площадь участка сложена вулканитами балгалинского, акчинского, карабауского, шурабсайского комплексов, субвулканическими телами трахиандезито-дацитов, кварцевых сиенито-диоритовых порфириров карабауского комплекса и андезито-базальтов шурабсайского комплекса. Участок размещен в зоне Акбулак-Каракутанского разлома, яв-

ляющейся основной рудовмещающей структурой. С правого борта Джулайсай эта зона рассечена системой Ангурского разлома, вследствие влияния которого рудовмещающая структура расщепляется. По системе широтных разломов с севера на юг происходит ступенчатое погружение участка, где выделяют три блока.

I структурный блок сложен породами балгалинского комплекса: андезито-базальтами, андезитами и их туфами, которые прорваны субвулканическими телами кварцевых сиенито-диоритовых порфириров карабауского комплекса и гранит-порфиоров, кварцевых порфиоров оясайского (?) комплекса.

II структурный блок сложен субвулканическими телами карабауского комплекса. В центральной части блока выделяется корневая часть экструзии кварцевых сиенито-диоритовых порфириров. Во фронтальной части экструзии развиваются эксплозивные брекчии.

III структурный блок наиболее погруженный, сложен туфами андезито-базальтов, прорванных силлом андезито-базальтов шурабсайского комплекса.

Золоторудная минерализация размещена в секущих и межформационных зонах, представленных кварцевыми и кварц-гематитовыми жилами.

Секущая жильная зона имеет сложное строение. На севере – это единая кварц-гематитовая жила мощностью до 8 м. С приближением к широтным

разломам жила расщепляется на три зоны общей мощностью 50 м и вблизи со структурой блокирования (Центральным Ангурским разломом) расщепляется на множество жил с увеличением мощности Акбулак-Каракутанского разлома до 70 м.

В целом, секущие жильные зоны участка не полностью оценены, несмотря на густоту разведочной сети. Состав жильных зон колеблется от кварц-карбонатного с гематитом до кварц-адюларового.

Формирование межформационных зон окварцевания связано с внедрением силлов гранит-порфиров оясайского комплекса в контакты вулканитов балгалинского и карабауского комплексов. Очередная позиция силлов гранит-порфиров связана с размещением на контакте конгломератов нижнеакчинской свиты с вулканитами балгалинской свиты. Заслуживает особое внимание и изучение зона брекчий на контакте гранит-порфиров и конгломератов нижнеакчинской свиты. Породы на контакте силлов и вмещающих пород интенсивно окварцованы, серицитизированы, брекчированы. По ряду пересечений указанных позиций содержание золота достигало 84 g/t.

Перспективы участка Акбулак полностью не изучены. Прогнозируемое оруденение ожидается в узлах блокирования рудоконтролирующих структур как крутопадающими разломами (Ангурский и Джулайсайский), так и пологими контактами вулканитов с силлами сиенито-диоритовых порфиров и кварцевых порфиров. Золотоносны и корневые части экстрезивных тел.

Участок Центральный Гузаксай. Расположен на правом борту Чадаксай.

Площадь участка сложена вулканитами балгалинского и карабауского комплексов, прорванных субвулканическим телом трахиандезито-дацитов, кварцевых сиенито-диоритовых порфиров куюндинского комплекса и гранит-порфиров, кварцевых порфиров оясайского комплекса. Из интрузивных образований на востоке обнажаются гранодиориты куюндинского комплекса.

Основная рудовмещающая структура субмеридионального простирания – Гузаксайский разлом. Разломы субширотного простирания являются блокирующими структурами. Наиболее крупный из них – Центрально-Ангурский.

Геолого-структурная позиция участка определяется приуроченностью его к граничной структуре грабена меридионального простирания. Гидротермальные образования представлены жилой кварц-кальцитового, кварц-гематитового состава, с глубиной переходящая в кварц-хлоритовую. Мощность жилы от 0,8 до 4,0 м, среднее содержание золота колеблется от 0,6 до 3,0 g/t.

Исследованиями, проведенными Институтом минеральных ресурсов на участке Центральный Гузаксай в 1997 г. выявлена новая межформационная зона окварцевания между вулканитами балгалинского и куюндинского комплексов, осложненная силлооб-

разным телом кварцевых сиенито-диоритовых порфиров. В пределах перспективных участков выделено три межформационные зоны окварцевания.

Первая зона (МЗО-1) – приурочена к контакту туфоконгломератов с прослоями песчаников и лав трахиандезитов карабауского комплекса. Мощность ее от 1,5 до 6,0 м. Установленные по редким сечениям содержания благородных металлов невысокие: Au – 1,8 g/t, Ag – 26,8 g/t, однако по опыту эксплоразведочных работ могут быть откорректированы в сторону увеличения.

Вторая зона (МЗО-II) – приурочена к контакту вулканитов балгалинского и карабауского комплексов. Контакт осложнен внедрением силла трахиандезито-дацитов и кварцевых сиенито-диоритовых порфиров. Мощность зоны от 10 до 50 м. Контакты силла окварцованы. Зона окварцевания висячем боку силла вскрыта скважинами на участке Центральный Гузаксай. Мощность рудного тела в пределах зоны окварцевания колеблется от 1 до 7 м. Содержание золота от 0,11 до 13,0 g/t. Для рудных тел характерно относительно высокое содержание серебра. Большая часть контакта выходит на поверхность, что позволяет вести ее отработку открытым способом. Перспективная оценка зоны II достаточно высока.

Третья зона (МЗО-III) – приурочена к окварцованному лежащему боку силла кварцевых сиенито-диоритовых порфиров. Мощность зоны окварцевания колеблется от 8 до 28 м. Морфология поверхности рудного тела волнистая, среднее содержание золота 6,6 g/t, серебра 4,4 g/t. Направление развития перспектив участка ожидается на восток, по Гузаксайскому разлому.

Участок Северный Гузаксай расположен на правом борту Чадаксай. Геолого-структурная позиция участка связана с размещением в пределах Акбулак-Каракутанского и Гузаксайского разломов, с ограничением участка с севера широтным разломом, с юга дайкой диабазов.

Площадь сложена вулканитами балгалинского и карабауского комплексов, прорванных субвулканическим телом трахиандезито-дацитов карабауского комплекса. Из интрузивных пород на востоке обнажаются гранодиориты кураминского комплексов с останцами алевролитов, известняков уинского комплекса. Основная рудоносная зона сложного строения, представлена кварц-карбонатным, кварцевым, кварц-гематитовым составами. В пределах жильной зоны выявлено небольшое по размерам и запасам рудное тело – жила Западная.

Перспективы участка могут быть расширены за счет межформационных зон окварцевания. Это зоны кварц-серицитовых метасоматитов с кварцевыми линзами. Общая протяженность зоны около 480 м, при средней мощности 2 м и среднем содержании золота 4 g/t. Зона Акбулак-Каракутанского разлома расщеплена в зоне блокирующего широтного Северо-Ангурского разлома. Более детальное изучение

висячего и лежащего боков этого разлома может увеличить ресурсы руды как секущего морфотипа, так и межформационных зон.

Участок Мазар расположен на правом борту Чадакская, в северной части Чадакского рудного поля. Площадь участка сложена вулканитами балгалинского, акчинского и карабауского комплексов, прорванных субвулканическим телом трахиандезито-дацитов карабауского комплекса.

Геолого-структурная позиция участка определяется приуроченностью его к грабену, к участкам пе-

ресечения субмеридиональной системы с широтной.

Гидротермальные образования представлены кварц-карбонат-гематитовым минеральным комплексом. Это жилы, линзы, зоны прожилкового окварцевания, сопровождаемые кварц-серицитовыми метасоматозом. Оруденение размещается неравномерно как по простиранию, так и по падению зоны. Все рудные тела, выявленные с поверхности, приурочены к участкам сопряжения рудовмещающих субмеридиональных структур с нарушениями субширотного простирания и подошвами вулканитов.

Список литературы:

1. В.А. Королев. Структурные типы рудных полей и месторождений Средней Азии. М., Недра, 1983.
2. Е.В. Ганиева, М.О. Сулейманов и др. Оценка перспектив золотоносности Чадакского рудного поля для расширения минерально-сырьевой базы района. ИМР, 1997.
3. М.О. Сулейманов, Г.Е. Завьялов. Месторождения Чадакского рудного поля. С 212-227. в кн. «Рудные месторождения Узбекистана», Ташкент, 2001.

УДК 550.553

© Мирзаева Г.А., Турапов М.К., Сулейманов М.О. 2009 г.

К ОСОБЕННОСТЯМ ФОРМИРОВАНИЯ И ПОТЕНЦИАЛА РУДОНОСНОСТИ ГУЗАКСАЙСКОГО ГРАБЕНА

Мирзаева Г.А., геолог карьера Саук-Булак ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Турапов М.К.**, сотрудник ИМР Госкомгеологии РУз, доктор геол.-мин. наук; **Сулейманов М.О.**, старший научный сотрудник ИМР Госкомгеологии РУз, канд. геол.-мин. наук

В земной коре чаще всего проявляется два главных типа тектонических режимов, которые обуславливают деформацию горных пород – горизонтальное сжатие и растяжение. По мнению В.А. Королева региональное горизонтальное растяжение возникает на этапе геосинклинального этапа развития земной коры. Данный этап характеризуется образованием протяженных и глубоко залеженных структур отрыва. В подобных условиях формируются грабен-синклинали с типичными для них протяженными прямолинейными разрывами (плоскостями сбросов) являющиеся естественной границей грабенов. При региональном растяжении происходит раскрытие этих структур.

Гузаксайский грабен как линейная структура ограничен сбросами – Гузаксайским и Акбулак-Каракутанским. Главная причина образования грабена по общепринятым представлениям – действие растягивающих сил на сводах поднятий при формировании последних.

Во втором этапе (рис.) внедрение гранитоидов карбона внесло свои коррективы в строение грабена. Северная часть под воздействием интрузива сузилась и приподнялась, а южная – опустилась.

На третьем этапе – за счет активности региональных разломов грабен был осложнен серией крупных разломов и их ответвлений северо-

западного направления. Заложение этих структур и дальнейшее их развитие в горизонтальном и вертикальном направлениях осложнили строение грабена, придав ему ступенчатое строение, с максимальным воздыманием и эрозией его северной части.

В последующем, когда Чадакское рудное поле было подвергнуто региональным усилиям сжатия, направление которого совпадало с направлением простирания грабена, произошло обновление ранее залеженных структур. Особую тектоническую активность приобрели блокирующие северо-западные разрывы. По ним наблюдались сбросо-сдвиговые смещения, вызвавшие серию параллельных трещин отрыва.

В участках осложнения граничных структур блокирующими разрывами, под воздействием тектонической активности последних, произошло приоткрытие полостей граничных разломов Акбулак-Каракутанского и Гузаксайского. В эти полости приоткрываний устремились рудоносные растворы, с последующей локализацией золото-серебряного оруденения, что подтверждается геолого-структурным картированием позиций локализации промышленного оруденения.

По блокирующим разломам произошло очередное вертикальное смещение, что вызвало формирование ступенчатой морфологии грабена (рис.).

При экспериментальном моделировании структур грабена и соответствующей имитации горизонтальных усилий сжатия, соответствующих региональному тектоническому режиму периода рудообразования, блокирующие разрывы пришли в движение, с приоткрыванием граничных разломов грабена. Полости приоткрываний в модели полностью пространственно совпали с основными рудными залежами месторождения Гузаксай, участков Акбулак и Каракутан.

При тектоническом режиме, определяющим сводовые поднятия в боковых частях грабена и движение вниз его центральной части, высока вероятность приоткрывания межформационных, межпластовых контактов в зоне влияния граничных структур. Эти полости могут быть небольшой мощности и не глубокого распространения к центру грабена, но их длина вдоль граничных разломов может простираться на сотни метров. Так как граничные структуры грабена (Акбулак-Каракутанский и Гузаксайский) являются рудораспределяющими, то поступление рудоносных растворов в приоткрытые межформационные и межпластовые контакты разнородных пород вполне вероятно. Таким образом, эти данные увеличивают предполагаемый потенциал рудонос-

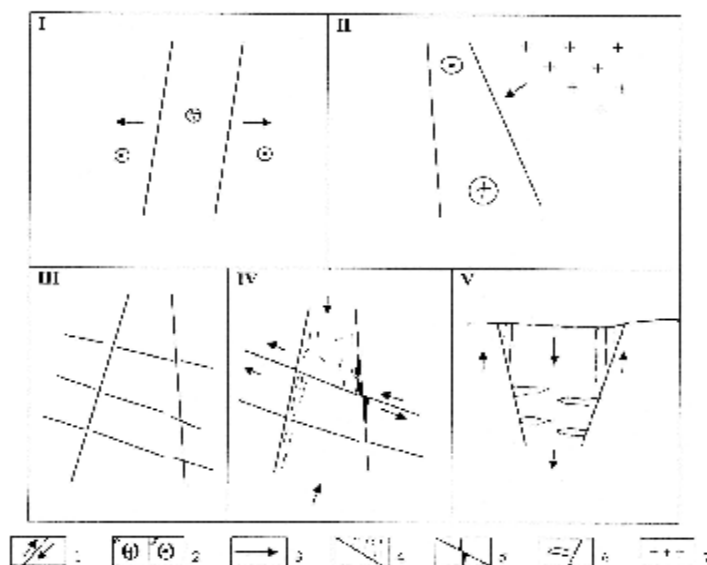


Рис. Этапы формирования Гузаксайского грабена: 1 – направления смещения по разлому; 2 – блоки: а) опущенные, б) приподнятые; 3 – направления смещения блоков; 4 – разрывы; 5 – полости приоткрываний разломов; 6 – межформационные, межпластовые зоны приоткрываний; 7 – граниты

ности Гузаксайского грабена как по латерали, так и на глубину.

УДК 622.12

© Кулдашев А.Г., Абдурахманов А.А. 2009 г.

ЧАДАКСКИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ - ПЕРВЕНЦЫ ЗОЛОТОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Кулдашев А.Г., и.о. директора Чадакского рудоуправления ОАО «Алмалыкский ГМК»; Абдурахманов А.А., и.о. главного геолога Чадакского рудоуправления ОАО «Алмалыкский ГМК»

История Чадакских месторождений без преувеличения является историей становления золоторудной промышленности Республики Узбекистан.

Географическое положение. Месторождения Пирмираб и Гузаксай с их отдельными участками составляют Чадакскую группу золоторудных месторождений. Находятся они в среднем течении бассейна реки Чадак в пределах Папского тумана Наманганского вилоята на южных склонах Кураминского хребта.

Площадь месторождения представлена гористой местностью с сильно пересеченным рельефом с относительными превышениями от 100 до 500 м. Абсолютные отметки месторождения в пределах 1000-1500 м над уровнем моря.

В экономическом отношении площадь рудного поля тяготеет к Ферганской долине. Ближайшими населенными пунктами к месторождению являются поселок Алтынканд, кишлак Чадак - 8 км к югу, кишлак Гулистан - 4 км к северу. Расстояние до Коканда и

Папа - 60 км, Ангрен - 110 км, Алмалык - 170 км.

Площадь месторождения располагает достаточной инфраструктурой - автомобильные дороги, линия электропередач, питьевое и техническое водоснабжение. Основными источниками трудовых резервов предприятий являются кишлаки Чадак, Гулистан, Ханбад, поселок Алтынканд с общим населением 29 тыс. чел.

Геологическая позиция Чадакских золоторудных месторождений. Месторождения Пирмираб и Гузаксай расположены на восточной окраине крупнейшего горнорудного района - Карамазар, восточнее пересечения крупных разломов Кумбельского и Железного в пределах блока между Кумбельским и Кенкольским разломами. Чадакское рудное поле является одним из сложнейших и своеобразных в Кураминской зоне.

Рудное поле локализовано в пределах вулканно-купольного поднятия в приразломной прогибе, об-

рамляющем Камчикскую мульду. Многофазный верхнекаменноугольный вулканизм, сочетание вулканических и тектонических структур создали довольно сложную структуру, в которой уверенно выделяется Чадакский лакколлит с размещенным в нем месторождением Пирмираб и обрамляющий его с запада Гузаксайский грабен, вмещающий месторождение Гузаксай. Промышленное оруденение представляет собой кварц-золоторудный промышленный тип. Руды мало-сульфидные, попутные компоненты - серебро, очень мало вольфрама, возможно небольшая платиноносность. Оба месторождения жильного типа. По масштабам это среднее месторождение.

История геологического изучения и освоения. Чадакский рудный район известен был издревле. С глубокой древности вплоть до XII веков здесь велись горнодобычные работы, следы которых - древние выработки и шлиховые поля - сохранились на участках Дуган, Акташ, Джулай, «Левобережный», в низовьях кишлака Чадак, а так же сохранившихся до настоящего времени названиях «Жуйи Заршу» («Арык, где промывают золото»), «Тилло тепа» («Вершина для разделки золотой руды»), говорящие о том, что Чадак входил в довольно хорошо развитый район горнодобывающего промысла, который, однако в XII-XIII веках, как и во всем Кураминском районе, пришел в упадок и вновь возродился лишь в XX веке.

В Чадаке в древности добывали золото из россыпей и серебро, содержание последнего в отвалах древних выработок достигает до 9 kg/t. Рудное золото в кварцевых жилах из-за его тонкодисперсного состояния не смогли добывать.

Однако, несмотря на упадок горного промысла Чадак на протяжении многих веков оставался одним из развитых центров. Кишлак Чадак с четырех с половиной тысячелетней историей неоднократно посещали с проповедями мусульманские просветители Юсуф Хамадоний, Ходжа Мухаммад Самосий, Баховидин Накшбанд и др. В Чадаке родился один из знаменитых просветителей ислама Мавлоно Лутфилло.

Первые сведения о геологическом строении района относятся к концу XIX века в работах Северцева Н.А., Мушкетова И.В., Романовского Г.Д. и Машковцева С.Ф. Системное изучение всего Карамазара и Чадакского района, в частности, началось в 30-е гг. прошлого века геологической съемкой масштаба 1:500000 и в послевоенные годы - крупномасштабными работами. Были выделены перспективные площади на медь, флюорит, свинец, олово, серебро, вольфрам.

Однако, несмотря на длительное и серьезное геологическое изучение Кураминского хребта, не было найдено ни одного крупного месторождения золота, способного стать сырьевой базой горнодобывающего предприятия.

Это привело к пессимистической оценке перспектив золота в Кураминском хребте рядом геологов, и долгие годы среди ученых - геологов бытовало мнение об отсутствии на территории Средней Азии коренных месторождений золота, имеющих промышленное значение. Хотя были известны многие мелкие

месторождения и рудопроявления золота - Сарта - Буткан, Гольдуран, Ак-турпак, Ак-кан, Сары-тас и др.

Тем не менее, общие геологические предпосылки, наличие большого количества мелких рудопроявлений золота, парагенетические схемы целого ряда месторождений говорили о том, что в общем рудном процессе, проявившемся так щедро в отношении ряда полезных ископаемых (Pb, W, As, Sb, U, Си, Zn, Ag), золото должно занимать не последнюю роль. Поэтому в течение длительного периода геологи трестов «Средаззолоторазведка», «Средазцветметразведка» и Узбекского Геологического Управления упорно занимались поисками промышленных месторождений золота.

С 1949 г. на площади бассейнов рек Ризак, Чадак, Чаркасар и Гава работала крупная, по тем временам, поисковая партия Узгеолуправления, возглавляемая геологами Луниной Л.Г. и Ляшкевичем Д.П. Плановые и детальные поисковые работы привели к открытию новых крупных проявлений полиметаллов, флюорита, редких элементов, серебра.

Наконец, в 1951 г., при картировании площади Пирмирабского месторождения, которая считалась перспективной на полиметаллы, были обнаружены кварцевые жилы ба и 6-7. Спектральным анализом проб из этих жил было установлено наличие в них золота и серебра в тысячных и десятых долях процента.

В 1953 г. было уделено внимание изучению золотоносности, кварцевых жил ба и 6-7. С этой целью жилы с поверхности на протяжении 600 м были разведаны канавами, и на глубину до 10 м было пройдено два шурфа с рассечками. Результаты отобранных проб показали наличие в жилах ба и 6-7 промышленные концентрации золота, что позволило ориентировочно оценить перспективы Пирмирабского месторождения и рекомендовать его под предварительную разведку. И это считается открытием месторождения.

В 1954 г. месторождение было передано тресту «Средаззолоторазведка», который приступил к его предварительной разведке и поисково-ревизионным работам в районе. В ходе этих работ была установлена перспективность жилы ба на глубину, выявлены золотоносные апофизы жилы ба, золоторудные месторождения Гузаксай и Джулайсай II, впервые подсчитаны запасы категории C₁.

В 1955 г. трестом «Средазцветметразведка» была создана группа партий для продолжения разведочных работ на месторождении Пирмираб и поисковых работ в районе. Это период деятельности связан с именами геологов: Потапов Ю.С., Потапова Е.В., Севашев В.И., Тимофеев Е.П., Байбеков Ф.С., Крылов Н.И., Аверин Ю.А.

В 1957 г. в связи с реорганизацией геологической службы создана Чадакская геологоразведочная экспедиция в составе Узбекского геологического управления, которая вела планомерное изучение в пределах рудного поля. Геологами Чадакской ГРЭ Мартыновым В.В., Александровым В.И., Авериным Ю.А., Соловьевым Н.И., Абдурахмановым А.А., Бузруковым

А.Б. продолжалась разведка указанных выше месторождений на глубину, изучались перспективы площади Чадакского рудного поля, проводились минералогические, петрографические и структурные исследования, велся прирост разведанных запасов.

16 августа 1958 г. вышло Постановление СМ бывшего СССР за № 949-441 «О проектировании и строительстве Чадакского золотого предприятия первого объекта Средней Азии по добыче рудного золота и начаты работы по освоению месторождений. На основании этого Постановления 30 октября 1958 г. Ферганским Совнархозом было выдано плановое задание институту Узгипроцветмет на составление технико-экономического доклада об эксплуатации Чадакской группы золоторудных месторождений в составе двух участков (Пирмираб и Гузаксай). Составление доклада закончено институтом «Узгипроцветмет» в 1959 г. В 1960 г. протоколом № 253 от 9 февраля 1960 г. бывшим Госпланом СССР утверждены кондиции на золотосодержащие руды Чадакской группы месторождений и предложено произвести подсчет запасов. В сжатые сроки месторождения были разведаны и опробированы в ГКЗ бывшего СССР, что связано с высоким профессионализмом геологов Туляганова Х.Т., Шаякубова Т.Ш., Гарьковца В.Г., Мартынова В.В. и др.

Открытие Чадакских золоторудных месторождений стало поводом для проведения широкомасштабных поисковых и геологоразведочных работ по всей территории Узбекистана.

В шестидесятые годы одно за другим были открыты золоторудные месторождения Кочбулак, Кызылалмасай, Каульды и др. в Восточном, а месторождения Каракутан, Зармитан, Маржанбулак и уникальное месторождение Мурунтау в Западном Узбекистане.

Протоколом № 3302 от 25 февраля 1961 г. Государственная комиссия по запасам при СМ бывшего СССР утвердила запасы по месторождениям Пирмираб и Гузаксай.

На основании распоряжения Совета народного хозяйства Узбекской ССР № 999-р от 2 августа 1961 г. и задания на проектирование, выданного Управлением Горно-металлургической промышленности Совнархоза Уз ССР от 5 сентября 1961 г. Институтом Узгипроцветмет разработано проектное задание на строительство рудника Чадак под руководством главного инженера проекта Камцона А.С.

В апреле 1965 г. создана дирекция строящегося предприятия Чадакского горно-обогатительного комбината в составе Шорсуйского серноозокеритового рудника, а с 1 ноября 1965 г. дирекция вела самостоятельную деятельность в составе Главного Управления золото-платиновой и алмазной промышленности МЦМ бывшего СССР, а с 1967 г. в составе вновь образованного разведочно-эксплуатационного объединения «Узбекзолото». Директором строящегося предприятия была назначена первый горный инженер – женщина - узбечка Ахмедбаева Муборак Гулямовна, проработавшая до 1972 г., а главным инженером назначен Газиев Муллохон Газиевич, проработавший на

этой должности до 1972 г., затем директором Чадакского рудника до 1976 г.

Строительство велось 14 трестом Минстроя Узбекской ССР (Управляющий И.А. Таймазов) и многочисленными субподрядными организациями.

3 мая 1970 г. состоялся торжественный пуск в эксплуатацию Чадакского горно-обогатительного комбината при участии Глав Правительства Узбекской ССР и союзных Министерств.

За время деятельности горнодобывающего Чадакского рудника в составе объединения «Узбекзолото», а с 2002 г. в составе ОАО «Алмалыкский ГМК» наряду с эксплуатационными работами проводились геологоразведочные работы в целях пополнения сырьевой базы для продления срока службы предприятия, как организациями Госкомгеологии, так и силами Чадакского рудоуправления. По месторождению Пирмираб привлечены в эксплуатацию участки Центральный, Южный, П-Южный Пирмираб, Восточный, Левобережный и Промежуточный. К настоящему времени нарезаны десять эксплуатационных горизонтов, что составляет по вертикали порядка 400 м.

Месторождение Гузаксай (участок Южный) отрабатывается карьером до максимальной глубины 200 м, фланги и глубины отрабатываются подземным способом. Это участки Юго-Западный, Акбулак, Джулайсай II, Центральный, Северный Гузаксай, начаты горно-капитальные работы на участке Мазар.

Перспектива Чадакского рудоуправления. Чадакское рудоуправление построено и пущено в эксплуатацию в 1970 г. с сырьевыми ресурсами, составляющими 12 лет, на базе первых золоторудных месторождений республики - Пирмираб и Гузаксай.

Рудник, осваивая золоторудные месторождения, имел большой успех в производственной деятельности, производительность труда была наиболее высокой среди предприятий золоторудной промышленности не только республики, но и в бывшем Союзе. На руднике впервые была внедрена механизированная отработка крутопадающих рудных тел комплексом КОВ-25.

Для продолжительной работы предприятия требовалось постоянное расширение сырьевой базы, а разведанные запасы с учетом бурного увеличения мощности рудника хватало только на 10 лет. Ограниченные запасы требовали постоянного внимания по выяснению и изучению новых рудных тел вблизи площади действующего предприятия. А возобновление и развитие геологоразведочных работ после каждого затухания в 1970, 1980 и 1998 гг. пришлось осуществлять с большими трудностями, как организациям системы Госкомгеологии, так и эксплуатирующим предприятиям, в частности, Чадакскому руднику.

Последнее возобновление в 1998 г. и дальнейшее продолжение обнадеживало ритмичному росту эксплуатируемых запасов и продолжению жизни Чадакского золото-добывающего рудника. В настоящее время Чадакское рудоуправление является одним из предприятий наименее обеспеченным минерально-сырьевой базой.

Развитие геологоразведочных работ и расширение минерально-сырьевой базы, на что имеются обоснованные данные, может продлить жизнь рудника не на один, а на несколько десятков лет.

Все это нашло отражение на совместных совещаниях Госкомгеологии и ассоциации «Узлмалзолото» состоявшихся 20 января 2000 г., 28 января 2001 г. в городе Ташкенте, 27 декабря 2001 г. в поселке Алтынкан и совместных совещаниях Госкомгеологии и ОАО «Алмалыкский ГМК» состоявшихся 25 октября 2002 г. в городе Ангрене и 16 ноября 2004 г. в городе Ангрене и поселке Алтынкан.

Сделанный вывод - «Прогнозируемый прирост запасов на период 2002-2010 гг. для Чадакского рудоправления с учетом запланированного на этот период погашения может улучшить состояние сырьевой базы Чадакского рудоправления и достичь обеспеченности разведанными запасами на 01.01.2011 г. до 14 лет».

В пределах горного отвода Чадакского рудоправления геологоразведочные работы возобновлены в 1998 г. на основании протокола Минмакроэкономстата от 24 июля 1998 г. В результате проведенных работ

получен прирост балансовых запасов металла. В настоящее время геологоразведочные работы осуществляются за счет собственных средств и приносят ощутимые результаты.

По Чадакскому рудному полю на основании перспективного плана развития на 2002-2005 гг. на период до 2010 г. ОАО «Шаркий Курама» проведены оценочные работы и в течение 2000-2005 гг. переданы на промышленное освоение запасы Центрального участка, участков Северный Гузаксай, Акбулак, Северный и Южный Акбулак и Мазар месторождений Гузаксай, готовятся к передаче запасы участков Дальний и Боматсай.

Близ расположенные рудные поля Ризак-Сарвак, Чакмакташ и Гава ожидают возобновления геологических работ по поискам и оценкам рудоносных структур.

Хорошая перспектива обеспечения Чадакского рудоправления достаточной минерально-сырьевой базой в возобновлении широкомасштабных поисковых и оценочных работ на известных рудных полях Северной Ферганы на южных склонах Кураминского хребта.

УДК 622.772

© Санакулов К.С. 2009 г.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР

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

Одной из важных проблем горнодобывающих предприятий является переработка отвалов некондиционных окисленных руд. Проблема переработки окисленных руд является одной из актуальных проблем для ОАО «Алмалыкский ГМК», который по состоянию на 2003 г. располагает около 46 млн. т добытой окисленной медной руды, складированной в 1961-1970 гг. в 9 отвалах с содержанием меди 0,455%, в том числе 10,4 млн. т балансовой – 0,827% меди. Окисленные руды содержат от 50% до 100% отн. меди в окисленной форме, по характеру содержания окисленных минеральных форм и их флотационной способности их разделяют на неупорные и упорные. В неупорных рудах медьсодержащие минералы представлены чаще простыми, легко флотируемыми соединениями, к ним относятся в убывающем порядке: малахит, азурит, брошантит, куприт, тенорит, самородная медь, золото и в незначительных количествах сульфиды – халькозин, халькопирит.

Минеральный состав упорных руд более сложен и характеризуется, наряду с обычными окисленными минералами, наличием сложного комплекса фосфатных и силикатных соединений меди, таких как хризокolla, псевдомалахит, либетенит, бирюза, элит, медистые галлуазиты, смеси каолинита с хризокolloй, в которых медь находится в связанной форме. Содержа-

ание связанной меди в упорных рудах составляет около 30%. Для упорных руд характерно пропитывание окисленными медными минералами нерудной части или тонкое распределение их в породе, нередко в виде коллоидной и тонкодисперсной фазы, а также аморфных образований малахита. На обогатимость руд, помимо степени окисленности, значительное влияние оказывают вмещающие породы. Неупорные руды, как правило, залегают во вторичных кварцитах (их ограниченное количество) с содержанием окислов кремнезема (SiO_2) более 65% и глинозема (Al_2O_3) менее 10%; упорные - в каолинизированных сиенитах, с превышением Al_2O_3 и снижением SiO_2 . Золото в окисленных рудах встречается в виде 3-х генераций: тонкодисперсное в первичных сульфидах, свободное тонковкрапленное в кварце, сериците и др. (размером в сотые доли мм); вторичное золото в малахите и вторичных сульфидах.

Обогатимость кальмакырских руд существенно отличается от джезказганских и удоканских, в которых окисленные минералы представлены, в основном, силикатной медью (хризокolla) легкорастворимой в серной кислоте, а вмещающими породами являются песчаники с высоким содержанием SiO_2 .

С конца 80-х гг. специалистами Институты «Унипромедь», «Средазнипроцветмет», микробиологии АН

РУз и ОАО «Алмалыкский ГМК» изучались процессы сернокислотного выщелачивания окисленных и сульфидных минералов на участке кучного выщелачивания объемом 3,6 млн. т и высотой 20-46 м (отвал № 10). Опыт эксплуатации опытно-промышленного участка показал:

1. При наличии в медно-порфировой руде значительной доли каолина, галлуазита, монтмориллонита (размером до 40% класса -10 мм) под воздействием серной кислоты существенно снижается скорость просачивания растворов через толщу отвала и интенсивность выщелачивания.

2. Из руд такого типа можно эффективно извлекать медь только при тонкослойном (не выше 8 м) складировании отвалов.

3. Использовать растворы серной кислоты низкой концентрации.

4. Отсыпку отвала производить представительной пробой руды с промежуточными слоями руды с высокой фильтрующей характеристикой.

На основе проведенных испытаний на опытно-промышленных блоках массой 20-30 т и накопленного опыта исследований технологии сернокислотного выщелачивания Институтом «Унипромедь» разработан регламент для проектирования тонкослойного участка кучного выщелачивания для забалансовой окисленной руды отвала № 10. Имеются предпосылки для промышленного извлечения золота из обезмеженной кучным выщелачиванием руды отвала № 10. В экспериментах с использованием кислых тиомочевинных растворов в присутствии окислителей-ионов Fe (III) получено извлечение золота в раствор 70% [1].

Технология кучного тиосульфатного выщелачивания меди, золота и серебра из окисленной руды при осаждении металлов из растворов сернистым натрием была испытана в колоннах по 300 кг с последующей переработкой осадка на медеплавильном заводе. Из руды, содержащей меди 0,58%, золота 1,4 г/т, серебра 3,8 г/т извлечение в раствор соответственно составило: 71,5%, 68,7%, 22,4% [2].

В исследованиях АО «Механобр-инженеринг» проверена флотиремость различных классов крупности классифицированной окисленной руды с отвала Медной обогатительной фабрики (МОФ) и переработка их по различным технологическим схемам. Отмечена низкая флотиремость кальмакырских руд, не превышающая 33% по меди при относительно высоком извлечении золота - 60-80%.

Единственным способом переработки упорной окисленной медной руды предлагается метод выщелачивания кислотой с последующим выделением меди из раствора различными агентами. В исследованиях апробирован новый собиратель ФРИМ-ЗС (на основе гексильового ксантогената), который позволяет повысить извлечение меди ~ на 10%, особенно из мелких классов.

По экспертной оценке фирмы Интеррад (Болгария) экономической эффективности переработки окисленных руд ОАО «Алмалыкский ГМК» по различным вариантам переработки руды, включая кучное и бактериально-химическое, рекомендуется последний, которым извлекается меди более 50%.

Рядом авторов для интенсификации процессов выщелачивания меди из окисленных руд месторожде-

Таблица

Сравнительные технико-экономические показатели переработки медной окисленной руды по различным технологиям (в ценах 1992 г.)

Показатели	Ед. измерения	Прямая флотация	Схема Мостовича	Сорбционно-флотационная схема	Гидротермическое сульфидирование	Сегрегационный обжиг	Биотехнология	Экстракционно-флотационная технология	Комбинир. схема (окисл. и сульф. руды, шлаки)
Содержание в руде:									
Медь	%	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,78
Золото	г/т	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,1
Серебро	г/т	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,5
Содержание в концентрате меди	%	15	18	16	20	16	20	16	12
Извлечение: Меди	%	40	68	72	72	80	56,7	78	45
Золота	%	67	70	70	73	75	76,0	72	68
Серебра	%	60	65	54	70	70	58,0	55	50
Стоимость готовой продукции: меди	Млн. рубл.	70,3	121,4	127,2	129,9	141,3	101,2	137,8	75,4
Золота		15,0	15,6	15,6	16,3			16,07	13,9
Серебра		1,1	1,2	1,0	1,3	1,3		1,04	0,875
Капитальные затраты	Млн. рубл.	-	11,1	80,2	6,7	231,7	Не требует тонкого измельчения	72,6	0,5
Годовые эксплуатационные затраты	Млн. рубл.	63,1	129,6	230,2	71,7	121,3	29,8	130,4	68,1
Прибыль от реализации готовой продукции	Млн. рубл.	23,3	8,6	убыт.	75,8	38,0	297,0	245,0	22,1
Тонина помола (кл.-0,074 мм II ст.)	%	60-65	55-60	80-85	60-62	70-80	65-70	60-65	65-70

ния Кальмакыр рекомендовано использовать в качестве добавки к серной кислоте органический агент – карбамид $\text{CO}(\text{NH}_2)_2$, укладку руды в отвал производить классифицированной рудой крупностью $-300+3$ мм. Класс $-3+0$ мм выщелачивать в чанах или перерабатывать в отдельном цикле флотации [3].

Институтом «Механобр» (1992 г.) было выполнено ТЭО переработки труднообогатимых отвальных упорных окисленных медных руд ОАО «Алмалыкский ГМК», в котором рассмотрены 8 технологий переработки окисленных руд: гидротермальное сульфидирование, сегрегационный обжиг, экстракционно-флотационная, кучное выщелачивание (биогеотехнология), прямая классическая схема флотации, схема Мостовича, сорбционно-флотационная схема, флотационная при совместной переработке окисленных и сульфидных руд с добавлением шлаков (комбинированная схема) в соотношении 0,8:0,18:0,02.

Анализ проведенных многочисленных исследований ряда институтов («Механобр», «Гинцветмет», «Казмеханобр», «Узнипроцветмет», АО «Механобр-инженеринг» и др.) на протяжении многих лет показывает, что одним из наиболее перспективных методов переработки окисленных руд, особенно упорных, является переработка таких руд бактериально-химическим методом в условиях кучного выщелачивания. В табл. приведены сравнительные технико-экономические показатели переработки медной окисленной руды по различным технологиям.

В процессе бактериального выщелачивания меди установлено, что дополнительное введение автотрофных ацидофильных бактерий в схему сернокислотного выщелачивания позволяет окислять сульфиды, неизбежно присутствующие в материале, и обогащать оборотные растворы таким сильным окислителем, как Fe (III), что, в свою очередь, приводит к переводу в раствор дополнительного количества меди; вскрытию золота, ассоциированного с сульфидами.

Следует отметить, что по концепции развития СП Эрднэт (Монголия) предполагается отработка отвала № 2 (свыше 50 млн. т руды), для чего в настоящее время проводятся интенсивные работы по исследованию биотехнологии кучного выщелачивания [4].

По предварительным результатам исследований на интенсификацию процесса выщелачивания положи-

тельное влияние оказывают: дробление руды, выщелачивание слабой серной кислотой, принудительная подача воздуха в отвал через перфорированные полиэтиленовые трубы, проложенные внутри отвала; секционное выщелачивание площадей отвала, при котором за период «отдыха» секции внутри отвала происходит окисление сульфидов; добавление 3-х валентного железа (извлечение увеличивается ~ на 10%) или - тионовых бактерий, обитаемых в промышленном отвале. Извлечение меди при перечисленных условиях достигает 60%.

ОАО «Алмалыкский ГМК» уже имеет опыт работ по проведению кучного бактериально-химического выщелачивания меди из труднообогатимых руд с применением тионовых бактерий. В 1988-1991 гг. совместно с Институтом «Узнипроцветмет» и микробиологии АН РУз были проведены полупромышленные испытания на куче смешанных некондиционных забалансовых руд массой 5 тыс. т, которые показали перспективность биотехнологии. В последнее время совместно с Институтом микробиологии АН РУз были проведены лабораторные, укрупненно-лабораторные, укрупненные и полупромышленные испытания кучного бактериально-химического выщелачивания меди из хвостов флотации МОФ [5]. Кроме того, в данное время проводятся опытно-промышленные испытания по выщелачиванию меди из хвостов флотации МОФ бактериально-химическим методом на куче массой 5400 т и разрабатывается технологический регламент на проведение опытно-промышленных испытаний кучного бактериального выщелачивания отвальных руд массой 10 тыс. т [6]. Приобретенный на этих испытаниях опыт позволяет лучше оценить возможность применения этого метода и для переработки разных видов забалансовых и балансовых руд, особенно смешанных и сульфидных [7].

Таким образом, для оценки и выбора наиболее экономичной технологии обогащения труднообогатимых упорных лежалых окисленных медных руд ОАО «Алмалыкский ГМК» необходима разработка на их основе ТЭО, проведение опытно-промышленных испытаний перспективных технологий с использованием современных достижений науки, техники и технологии.

Список литературы:

1. Л.Д. Шевелева, Д.А. Пирмагоматов Уроки испытаний кучного выщелачивания меди // Горный журнал РФ, 1999, №4;
2. Г.А. Лукомская, В.М. Пилецкий Извлечение меди, золота и серебра из отвальных продуктов методом кучного тиосульфатного выщелачивания // Горный журнал РФ, 1999, №4;
3. В.А. Чантурия и др. Влияние гранулометрического состава и реагентного режима на процессы кучного выщелачивания окисленных медных руд // Горный журнал РФ, 2002, №3;
4. Новые решения в технике и технологии добычи и переработки медно-молибденовых руд // Сборник докладов под общей редакцией И.Ш. Саттаева, Эрдэнэт, 2002;
5. Санакулов К.С., Халматов М.М., Варавин А.А., Ким К.Ф., Борминский С.И., Хезай Т.Б., Рахматуллаева З.Э., Сагдиева М.Г. Проблемы утилизации хвостов флотации медно-обогадательной фабрики АГМК биотехнологическими методами // Журнал «Горный вестник Узбекистана», 2003, №4;
6. Борминский С.И., Мавжудова А.М., Сагдиева М.Г. Биовыщелачивание меди из некондиционных забалансовых сульфидных и окисленных руд Алмалыкского ГМК // Сборник тезисов Всероссийского симпозиума «Биотехнология микробов», Москва, 20-23 октября 2004;
7. Sagdieva M.G., Borminskiy S.I., Mavjudova A.M., Rakhmatullaeva S.E. Development of Biotechnology on technogenic dumps reprocessing in Almalayk Mining and Metallurgical Company // Third Moscow International Congress "Biotechnology: State of the Art and Prospects of Development", Moscow, Russia, 2005, March, 14-18, Part 2.

АНГРЕНСКОЕ ТЕХНОГЕННОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА: ФОРМЫ НАХОЖДЕНИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Дунина-Барковская Э.А., профессор кафедры минералогии и геохимии НУУз, доктор геолого-минералогических наук; **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; **Умаров А.З.**, ст. преподаватель геологического факультета НУУз; **Мухамеджанова Д.В.**, зав. отделом физико-химических методов исследований ИГГ АН РУз, канд. хим. наук

На многих горно-металлургических предприятиях и рудоперерабатывающих фабриках накоплены огромные массы отходов производства, занимающих значительные площади. Эти отходы содержат рудные и нерудные полезные и вредные компоненты, влияющие на экологию окружающей среды, её растительный и животный мир [1-4].

Ангренская обогатительная фабрика входит в состав ОАО «Алмалыкский ГМК» и является одним из основных объектов республики по переработке золотосодержащих руд. Накопленные за несколько десятилетий отходы золотоизвлекательной фабрики представляют собой новое техногенное месторождение с объемом более 8 млн. т со средним содержанием золота 0,49 g/t и серебра 6,4 g/t. По предварительным подсчетам запасы золота хвостохранилища составляют свыше 3 т, а серебра более 40 т с большим комплексом полезных компонентов (Cu, Zn, Ba и др.). Эти компоненты могут представлять практическую ценность при повторной переработке, а с другой стороны вместе со всей измельченной массой влияют на экологию окружающей среды.

Ангренское техногенное месторождение золота и серебра образовано отходами Ангренской золотоизвлекательной фабрики (АЗИФ), перерабатывающей золото-сульфидно-кварцевые руды месторождения Кочбулак, золото-кварцевые руды месторождения Кызылалма и др.

Проведено минералогические и геохимические исследования лежалых и текущих отходов АЗИФ, технологические испытания гравитационным и флотационными способами с традиционными и новым запатентованным реагентом (рис. 1-3, табл. 1-4).

Предложена технологическая схема флотации, позволяющая извлечь около 50% золота и серебра из отходов АЗИФ. Для проведения исследований отобрано по поверхности хвостохранилища 27 малых технологических проб, которые затем были скомпонованы по линиям отбора (1-я непосредственно вблизи дамбы, 2-я - в 50 м, 3-я в 100 м от первой). Всего в качестве объектов исследований взято 9 групповых проб. Изучен их вещественный состав, снята гранулометрическая характеристика, определена влажность.

Минеральный состав отходов АЗИФ. Минералогические исследования показали, что в материале хвостохранилища имеются около 40 различных минералов. Нерудная масса сложена в основном кварцем, в подчиненном количестве в ней находится гидрослюда, примеси барита и железосодержащих карбонатов (сидерит, анкерит). В концентратах установлены минералы золота и серебра: самородное золото (пробность 900-700), электрум (Au, Ag) и теллуриды серебра. По размерам частиц они относятся к мелкому классу, находятся преимущественно в свободном виде, сростков мало.

Рудные минералы: самородные: золото, электрум, серебро, аргентокупроаурит, сурьма, висмут; теллуриды: теллурид Au-Ag, гессит, штюцит, алтаит, тетрадимит; сульфиды и сульфосоли: галанит, тетраэдрит, сфалерит, пирит, халькопирит, арсенопирит, висмутин, молибденит, шеелит, халькозин, ковеллин; фтор-карбонат редких земель: бастнезит; оксиды: магнетит, гематит, гетит, титаномagnetит.

Нерудные минералы: кварц, халцедон, опал, хлорит, полевые шпаты, барит, сидерит, анкерит, кальцит, каолин, гидрослюда, галлуазит, сепиолит, апатит, циркон.

Рудные минералы гравито-флотоконцентратов, полученных из отходов АЗИФ. Самородное золото и электрум в отходах Ангренской ЗИФ содержатся в очень малых количествах, примерно 0,5 g/t. Однако в гравитоконcentратах из отходов оно выделяется в чистом виде или в соединении с Ag, достигая 27 g/t. Диагностировано после доводки гравитоконцентратов на ЦВК и МГС-сепараторах, или с помощью дополнительной ручной отмывки. Золотинки ярко и бледно желтые с типичным золотым блеском. Форма золотин: пластинки, комочки, уплощенные зерна (рис. 1, 2). Золото тонкого класса, даже пылевидное. Размер зерен 20-40 мкм, очень редко до 100 мкм. Поверхность чистая, ямчатая. Пробность золотин разная: от 900-720 до 580 (электрум). Химические анализы золотин и электрума, выполнены на электронном микрозонде в ИГГ АНУз, приведены в табл. 1.

Теллуриды серебра - гессит и штюцит встречаются в виде пластинчатых зерен. Штюцит содер-

жит 59-60% - Ag и 40-41% Te (табл. 1), находится в виде пластинок размером в поперечнике от 10 до 100 мкм.

Акантит Ag_2S . Образует тонкие листочки, свернутые в розоподобные агрегаты. Цвет черный. По данным электронного микроскопа минерал содержит 87% Ag и 13% S. Возможно является новообразованием.

Пирит мелкокристаллический, содержится в небольшом количестве. Размер его зерен 20-50 мкм. По данным электронного микроскопа соответствует теоретическому составу, изредка содержит примесь As до 0,5%.

Нерудные минералы в гравеоконcentратах из материала хвостохранилища представлены в основном кварцем, баритом, карбонатами: сидеритом, анкеритом. Барит, сидерит, анкерит диагностированы по химическому составу с помощью электронного микроскопа в тех же полированных брикетах, в которых изучались рудные минералы. Барит содержит примесь стронция до 0,8%. Общее заключение по минеральному составу гравеоконcentратов, полученных из отходов Ангренской ЗИФ:

1. Золото находится в самородной форме и обычно содержит примесь серебра (электрум). Теллуриды золота практически отсутствуют.

2. По размерности золотины относятся к мелкому и тонкому классу (преимущественно 20-40 мкм), индивидуализированы, без сростков с другими минералами. Морфология золотинок комковатая, пластинчатая, чешуйчатая.

3. Серебро присутствует в составе золотины и в виде теллуридов: штюцита (преимущественно) и гессита.

4. В гравеоконcentратах основные другие рудные минералы – пирит и галенит, а из нерудных барит, сидерит, кварц.

5. Минералы железа, отделяющиеся в магнитную фракцию- магнетит, титано-магнетит.

6. Минералы Bi, Zn, Sb, Cu, редких земель, циркония - встречаются в виде единичных зерен.

Гранулометрический анализ исходных лежалых и вновь отобранных (свежих) хвостов отличается по выходам фракций, а также по содержанию золота и серебра. В лежалых хвостах выход тонкой фракции составил всего 15,23%. Содержание золота выше в крупнозернистой фракции +0,25 мм - 2,04 g/t (39,0% всего золота в хвостах). В свежих хвостах отмечается повышенное содержание золота как в крупной



Рис.1. Самородное золото из флотоконcentрата материала хвостохранилища АЗИФ. Снимок электронным микроскопом (ИГГ АН РУз, оператор М.А. Ким)

(+0,25 мм), так и в тонкой 0,044 мм фракциях -0,73 и 1,68 g/t.

Таблица 1

Минералы золота и серебра в отходах Ангренской ЗИФ

Минерал	Размер, mkm	Содержание химического элемента, %				Формула
		Au	Ag	Te	Cu	
Минералы золота, серебра и теллура						
Золото самородное	10x5	90.68	9.32			Au _{5,6} Ag
Золото самородное	2200x10	89.20	10.80			Au _{4,5} Ag
Золото самородное	20x5	76.35	23.65			Au _{1,7} Ag
Золото самородное	315x5	72.00	21.34			Au _{1,8} Ag
Электрум		66.94	33.06			AuAg
Электрум	100x50	66.46	33.54			AuAg
Электрум	100x25	66.44	33.56			AuAg
Электрум	100x50	64.59	35.41			AuAg
Электрум	10x10	64.21	35.79			AuAg
Электрум	1100x20	62.90	37.10			Au _{0,9} Ag
Электрум	20x10	62.58	37.42			Au _{0,9} Ag
Электрум	5x2,5	58.14	41.86			Au _{0,8} Ag
Электрум	30x10	58.11	41.89			Au _{0,8} Ag
Серебро самородное	10x5		100.00			Ag
Штютцит	1x3		61.45	Te-38.55		Au ₅ Te _{2,6}
Штютцит	3x5		61.14	Te-38.86		Au ₅ Te _{2,6}
Штютцит	100x100		60.21	Te-39.79		Ag ₅ Te _{2,8}
Штютцит	10x10		59.45	Te-40.55		Ag ₅ Te _{2,8}
Штютцит	75x50		59.35	Te-40.65		Ag ₅ Te _{2,9}
Штютцит			58.36	Te-39.51		Ag ₅ Te _{2,9}
Штютцит			54.81	Te-38.72		Ag ₅ Te ₃
Аргенто-купрурит		69.36	7.76		22.88	AgCu ₅ Au ₅

Примечание: Анализы выполнены на электронном микроскопе «JEOL» в ИГГ АНУз Д.В. Мухамеджановой

Потери серебра также в большей степени связаны с тонкой фракцией. Основным нерудным мине-



Рис. 2. Самородное золото, электрум (Au,Ag) и алтант из флотоконцентрата материала хвостохранилища АЗИФ. Снимок электронным микроскопом (ИГГ АН РУз, оператор М.А. Ким)

ралом отходов (хвостов АЗИФ) является кварц, второстепенным - гидрослюда, имеются примеси барита, полевых шпатов, карбонатов. Золото, серебро самородные, теллуриды серебра, теллуриды золота и другие рудные минералы составляют менее 0,1%.

Результаты технологических исследований.

При обогащении лежалых хвостов АЗИФ на концентрационном столе благородные металлы частично переходят в бедный концентрат, содержащий от 16,43 до 34,54 g/t золота (в среднем 24,87 g/t) и от 120 до 232 g/t серебра (172 g/t) при извлечении 23,0-31,66% Au (ср. 26,21%) и 15,41-21,21% Ag (ср. 17,87%). Отмечается концентрация барита в тяжелой фракции: в среднем 27,0% BaSO_4 при его извлечении 20,06%. Оксиды железа переходят в концентрат в небольших количествах 1,75-5,16%. Из свежесортированных хвостов в гравиконцентрат, содержащий 11,48 g/t Au и 120,6 g/t Ag, извлекается всего 12,44% Au и 9,60% Ag от их содержания в хвостах.

При флотационном обогащении лежалых хвостов АЗИФ в концентрат, содержащий в среднем 15,0 g/t Au и 102,7 g/t Ag, извлекаются 52,24 и 49,86% металлов соответственно. При флотации пробы из свежих хвостов извлечение золота снижается до 41,55%, а содержание его в концентрате до 12,15 g/t.

Как показали опыты флотации с новыми реагентами, «кеком - отходом» завода «Капролактан» ПС, можно заменить 60% от оптимального расхода бутилового ксантогената в основную флотацию, что приведет к удешевлению процесса флотации. Для извлечения благородных металлов из отвальных хвостов разработана рекомендуемая схема (рис. 3), по которой получены флотоконцентраты, содержащие 12,52-18,92 g/t Au и 128,2-140,7 g/t Ag, при извлечении металлов 56,8-59,4% Au и 51,1-51,25% Ag (от исходных хвостов).

Установлено, что исходные хвосты АЗИФ могут успешно цианироваться при извлечении золота в раствор 78,05-83,82%, серебра 79,37-82,19% без доизмельчения хвостов. Доизмельчая хвосты до крупности 75-85% кл-0,074 мм, можно повысить извлечение металлов до 75,51-87,80% Au и 81,03-84,13% Ag. Лежалые хвосты цианируются менее эффективно.

При доизмельчении до крупности 75% кл-0,074 мм гравиконцентраты цианируются на 85,02-88,03% по золоту и на 66,0-72,0% по серебру. Извлечение золота из флотоконцентратов составило 90,74-92,45%, серебра 75,60-76,35%.

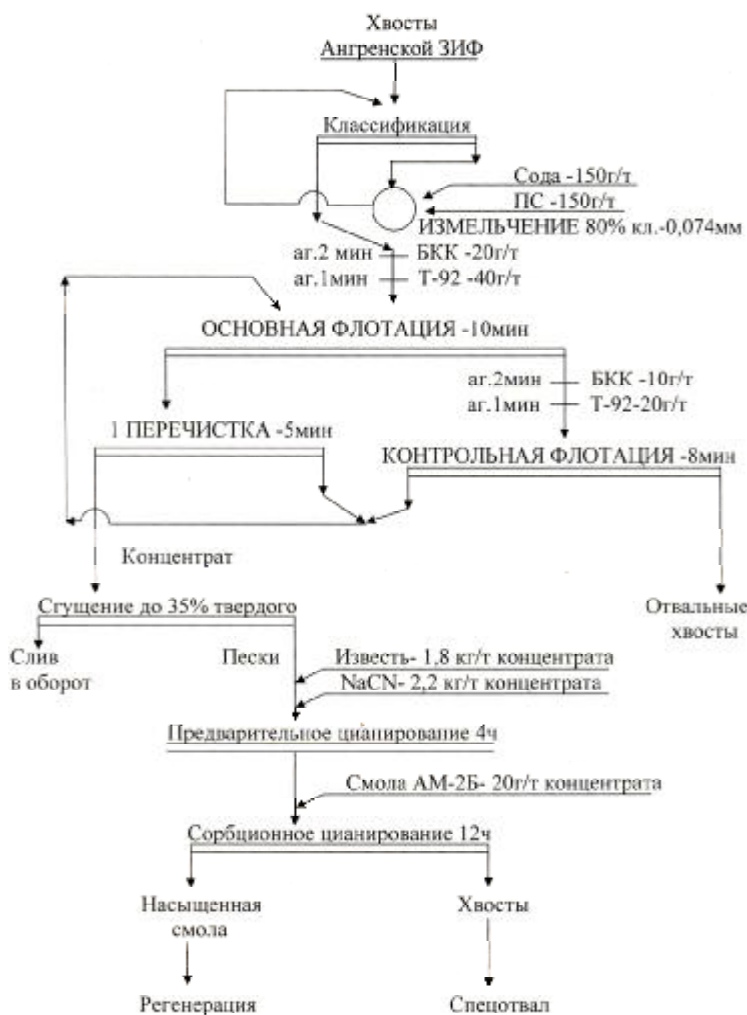


Рис. 3. Рекомендуемая схема переработки хвостов Ангренской ЗИФ

Проведены опыты по магнитной сепарации материала хвостов, которые не показали какой-либо концентрации золота в магнитных фракциях.

Изучена гранулометрическая характеристика и сгущаемость продуктов флотации - флотоконцентрата и хвостов. Показано, что в сточных водах отсутствуют вредные примеси As, S и т.д. Требуется их очистка только от взвешенных частиц, которая обеспечивается загрузкой полиакриламида ПАА- 10 г/м³ (44 г/т).

Вещественный состав исходных хвостов и продуктов их обогащения. Определен средний химический состав материала верхней части хвостохранилища АЗИФ (по отобраным 27 технологическим пробам). Основная их часть имеет состав (% в среднем): SiO₂-76,56; Al₂O₃-8,82; Fe₂O₃-3,35; CaO-3,31; MgO-0,81; K₂O-4,13. Из микроэлементов наблюдается концентрация (в г/т): Co-401; V-520; Cr-540; Cu-93 Zn-140; Pb-170; Ni-57; Rb-280; Bi-26,7; Sb-44,7; Cs-19,51; Sn-20,2.

В материалах хвостохранилища определено среднее содержание золота 0,49 г/т и серебра 6,4 г/т. На данном этапе исследования получены результаты извлечения благородных металлов в количестве не менее 50% от их содержания в исходном материале. Во всей массе отходов (6-7 млн. т) по предварительным подсчетам содержится около 3 т золота и 35-40 т серебра, причем половина этих металлов может быть извлечена при вторичной переработке отходов АЗИФ. Оставшаяся нерудная масса кварц гидрослюдистого состава по экологическим свойствам может служить сырьем для строительной промышленности.

Проведено изучение распределения рудных химических элементов в хвостохранилище АЗИФ. Установлено, что в распределении золота нет резких колебаний (от 0,44 до 0,52 г/т). Максимальное содержание 0,50-0,52 г/т приходится на среднюю часть хвостохранилища в 50 м от дамбы. Минимальные – 0,45-0,48 г/т и 0,44-0,48 г/т характеризуют соответственно материал около дамбы и на удалении 1000 м от нее. Аналогично также распределение серебра.

В табл. 2 приведены результаты химического анализа исходного материала и продуктов обогащения.

Выполненные рациональные анализы на золото и серебро хвостов АЗИФ и их концентратов свидетельствуют о том, что большая часть золота, находящегося в концентратах находится в свободной форме 70,0-92,3%. В значительно меньшем количестве присутствует золото, ассоциирующее с карбонатами, гидрооксидами железа и марганца, с сульфидами и силикатной частью проб (кварц и алю-

мосиликаты). Аналогичная картина наблюдается и при распределении серебра. Полученные закономерности в распределении золота и серебра имеет важное значение при будущей обработке хвостохранилища.

На основании результатов исследований разработан технологический регламент переработки отвальных хвостов Ангренской ЗИФ с целью получения дополнительного количества благородных металлов.

Технологический регламент переработки отвальных хвостов Ангренской ЗИФ. Для доизвлечения золота и серебра, которые в настоящее время фактически теряются вместе с отвальными хвостами, рекомендуется комбинированная флотационно-цианистая схема.

Полученный коллективный флотоконцентрат возможно перерабатывать на месте путем цианирования либо направлять на плавку в АГМК на МПЗ в качестве флюса вместе с концентратом, который получают на фабрике в качестве основного конечного продукта.

Ниже приведены реагентный режим и характеристика основных узлов рекомендуемой схемы:

1. Отвальные хвосты перед флотацией измельчаются до крупности 80% кл - 0,074 мм. В измельчение подаются сода кальцинированная 150 г/т и новый реагент ПС (патент IAP 02775 2003.09.04), приготовленный из отходов производства завода «Капролактама» (г. Чирчик) в количестве 150 г/т.

2. Основная коллективная флотация:

Время флотации - 12 min.

Таблица 2

Сравнение результатов анализа общей пробы отходов АЗИФ и продуктов ее переработки (гравиконоцентратов, хвостов), на основные элементы, %

Компоненты	Общая проба материала хвостохранилища	Гравиконоцентраты (среднее из 9 проб)	Хвосты гравитации (среднее из 9 проб)	Флотоконцентрат
SiO ₂	76,54	37,52	77,94	65,55
Fe ₂ O ₃	3,35	21,15	3,26	7,268
TiO ₂	0,41	0,87	0,50	0,414
MnO	0,23	1,71	0,23	0,159
Al ₂ O ₃	8,82	4,80	8,84	15,210
CaO	3,31	10,35	3,27	1,92
MgO	0,81	1,96	0,81	1,302
K ₂ O	4,13	2,23	4,14	4,931
BaO	0,56	15,90	0,30	Ba-0,182
SrO	0,053	0,60	0,031	Sr-0,016
Собщ	0,47	3,29	0,052	S-2,261
Сумма	98,683	100,38	99,4	99,213
Au, г/т	0,49	24,87	0,36	14,88
Ag, г/т	6,4	172	4,22	99,80

Примечание: Результаты рентгенфлуоресцентного анализа, выполненного в ИГиГ АНУз Д.В. Мухамеджановой.

Таблица 3

Показатели переработки отвальных хвостов АЗИФ по флотационной схеме (опыты по принципу непрерывного процесса)

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, g/t		Извлечение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Объединенная проба лежалых хвостов (пр.№1-9)					
Концентрат	1,59	18,0	20,26	58,32	50,34
Хвосты	98,41	0,21	3,2	41,68	49,66
Исх. хвосты	100,0	0,49	6,4	100,0	100,0
Проба свежих хвостов (из пульпопровода)					
Концентрат	1,70	20,21	183,6	59,3	53,8
Хвосты	98,30	0,24	2,7	40,7	46,2
Исх. хвосты	100,0	0,58	5,8	100,0	100,0

Плотность пульпы 25-28% твердого.

Расход реагентов (в g/t):

Бутиловый ксантогенат калия (БКК) –20; вспениватель Т-92 – 40.

3. Контрольная флотация:

Время флотации - 8 min.

Плотность пульпы -20-24% твердого.

Расход реагентов (в g/t): БКК –10; Т-92–20.

4. Перечистка:

Время флотации -5 min.

Плотность пульпы: 12-16% твердого.

Без реагентов.

5. Сгущение флотоконцентрата:

Плотность сгущения продукта – 35%.

6. Предварительное цианирование флотоконцентрата:

Плотность пульпы – 35% твердого.

Время – 4 h.

Исходная концентрация цианистого натрия в пульпе -0,1%, извести -0,02%.

Расход NaCN – 2,2 kg/t флотоконцентрата (37 g/t исходных отвальных хвостов).

Расход извести 1,8 kg/t флотоконцентрата (27 g/t исходных отвальных хвостов).

7. Сорбционное выщелачивание:

Плотность пульпы – 35% твердого.

Время выщелачивания – 12 h.

Загрузка смолы АМ -2Б кл. «А»-0,5% от объема пульпы.

Расход смолы – 20 g/t концентрата (0,3 g/t руды).

Таблица 4

Показатели цианирования флотоконцентратов

Содержание, g/t				Извлечение в раствор, %	
В исх. концентрат		В кеке цианирования			
Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Флотоконцентрат из лежалых хвостов					
18,0	202,6	1,7	49,0	90,56	75,81
Флотоконцентрат их свежих хвостов					
20,2	183,6	1,49	43,2	92,52	76,47

8. Регенерация смолы по режиму ранее действующего цеха цианирования хвостов ЗИФ.

В случае переработки хвостов только флотацией флотоконцентрат направляется вместе с основным на МПЗ для плавки в качестве флюса с последующим извлечением благородных металлов, полученных при рафинировании меди.

По рекомендуемой схеме было проведено 8 опытов на навесках по 1 kg по принципу непрерывного процесса на лежалых и свежих хвостах АЗИФ. Технологические показатели по результатам этих опытов приведены в табл. 3. Результаты цианирования флотоконцентратов приведены в табл.4.

Сквозное извлечение золота по схеме «флотация+цианирование концентрата» составляет 52,81-54,92%, серебра 38,16-41,14%. По схеме «флотация+плавка концентрата» сквозное извлечение золота составит 55,99-56,93%; серебра 45,31-48,42%.

Полученный дополнительный концентрат присоединяется к основному флотоконцентрату и направляется на МПЗ ОАО «АГМК» в качестве флюса для плавки медного концентрата. В этом случае сквозное извлечение золота по схеме составит 56-57%, серебра 45-48% от отвальных хвостов фабрики, или 3,9-4,0% Au и 5,3-5,4% Ag от руды.

При переработке дополнительного концентрата цианированием на месте сквозное извлечение золота составит 52,8-54,9%, серебра – 38,2-41,1%, также от отвальных хвостов.

Считаем целесообразным внедрить эту схему на Ангренский ЗИФ. Работа выполнялась по согласованию с руководством ОАО «Алмалыкский ГМК» через Центр по науке и технологиям РУз (грант А-4-106) в период с 2006 по 2008 гг.

Список литературы:

1. Рудные месторождения Узбекистана. Ред. И.М.Голованов, Ташкент, «Фан», 2001.
2. Дуни-Барковская Э.А., Попов Е.Л., Ахмедов Х., Умаров А.З., Мухаммеджанова Д.В. «Проблемы освоения техногенных м-й золота: технологические и экологические аспекты, методические подходы (на примере Ангренской ЗИФ)» тез. докл. годичного собр. Российского мин. общ. «Современные методы мин.-геол. исследований как основа выявления новых типов руд и тех. их комплексного освоения», Санкт-Петербург, 2006.
3. Дуни-Барковская Э.А., Попов Е.Л., Ахмедов Х., Умаров А.З. НУУЗ им. М.Улугбека, Институт минеральных ресурсов «Проблемы утилизации отходов Ангренской золотоизвлекательной фабрики и охраны окружающей среды». Сборник "Ангрен истикболли шахар" И.М.Муминов номидаги фалсафа ва ҳуқуқ институти. Тошкент, 2006 йил, с.244-246.
4. Ахмедов Х., Попов Е.Л., Дуни-Барковская Э.А., Умаров А.З. «Изучение вещественного состава хвостов Ангренской ЗИФ и разработка технологии их переработки». Тезисы III-ей международной конференции «Геотехнология: инновационные методы недропользования в XXI веке». Навоий, 2007.

КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ НАРЕЗКИ БЛОКОВ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПУСКА РУДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Лобанов В.С., начальник лаборатории ГР «O'zGEOTEKHLITI»; **Мухитдинов А.Т.**, главный специалист лаборатории ГР «O'zGEOTEKHLITI»; **Киселенко А.С.**, главный специалист лаборатории ГР «O'zGEOTEKHLITI»; **Оруджов У.С.**, зам. главного инженера по горным работам ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Кадыров Ф.Х.**, начальник горного отдела ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Шакаров Б.Ш.**, ведущий инженер горного отдела ОАО «Алмалыкский ГМК»

Республика Узбекистан сегодня входит в первую десятку стран мира по добыче золотосодержащих руд и выпуску благородных металлов.

Открытие в середине XX столетия на территории Узбекистана в Центральных Кызылкумах золоторудного месторождения Мурунтау послужило толчком для широкого развития поисковых и разведочных работ по всей территории республики, считавшейся ранее бесперспективной на золото. Был открыт целый ряд промышленных месторождений золота как в Западном, так и в Восточном Узбекистане (в Центральных Кызылкумах, Нуратино-Мальгузарском, Кушрабатском, Ангрен-Алмалыкском, Чадакском и Чаткальском рудных районах).

Золоторудные месторождения размещены главным образом в западных и юго-восточных районах республики. В Западном Узбекистане они находятся в песчано-сланцевой толще нижнего палеозоя, в Восточном Узбекистане приурочены к интрузивным и эффузивным образованиям среднего и верхнего палеозоя. Наряду с разведанными запасами в республике имеются значительные перспективы дальнейшего увеличения сырьевой базы золотодобывающей промышленности. В последние годы открыты новые месторождения и рудопроявления золота, выявлены перспективные площади и на этой основе произведено металлогеническое районирование территории Узбекистана на золото. В Западном Узбекистане выделены Центрально-Кызылкумский и Нуратино-Мальгузарский, а в Восточном Узбекистане – Ангрен-Алмалыкский, Чадакский и Чаткальский золотоносные районы. Месторождения Западного и Восточного Узбекистана отличаются друг от друга геологическим строением, вещественным составом и условиями образования руд. В Западном Узбекистане основные рудные месторождения расположены в Центрально-Кызылкумской золоторудной провинции Нуратино-Мальгузарском рудном районе и связаны с кварцево-жильным типом оруденения. Месторождения Марджанбулак, Бахмал, Каракутан, Гужумсай, Чармитан, Сармич, Косманчи, Амантайтау,

Даугызтау, Высоковольное, Кокпатас, Сарытау и др. локализованы преимущественно среди вулканогенных и осадочных пород. Их руды образовались в условиях средних глубин и относятся к золото-кварцевой формации с незначительным содержанием сульфидов. В восточной части республики месторождения и рудопроявления золота более многочисленны. Они расположены в пределах Ангрен-Алмалыкского (Кочбулак, Каульды, Кызылалмасай, Актурпак и др.), Чадакского (Пирмираб, Гузаксай) и Чаткальского (небольшие рудопроявления и перспективные площади) золоторудных районов. Приурочены к вулканогенным породам верхнего палеозоя и сформировались главным образом в приповерхностных условиях. Для руд этих месторождений характерно несколько повышенное содержание сульфидов, что позволяет отнести их к золото-сульфидно-кварцевой формации.

Форма рудных тел разнообразна. Месторождения Западного Узбекистана отличаются крутопадающими кварцевыми жилами и жильными зонами, реже зонами дробления и окварцевания. В Восточном Узбекистане рудные тела представлены преимущественно зонами дробления с прожилками и гнездами кварца, реже кварцевыми и кварц-карбонатными жилами. Промышленные рудные тела локализуются как в крутопадающих тектонических зонах (Кызылалмасай, Кочбулак, Пирмираб, Гузаксай), так и в пологих структурах (Каульды, некоторые зоны Кочбулака). Реже они приурочены к структурам типа трубок взрыва (некоторые рудные тела Кочбулака).

Таким образом, многие месторождения, ныне разрабатываемые, являются месторождениями жильного типа. Они в основном обрабатываются подземным способом. Жильные месторождения отличаются разнообразием горно-геологических и горно-технических условий разработки, а также имеют ряд особенностей, основными из которых являются:

- высокая изменчивость мощности рудных тел от нескольких сантиметров до нескольких десятков метров;

- невыдержанность параметров залегания рудных тел и их многообразии;
- сложная конфигурация рудных тел;
- крайне неравномерное распределение полезного компонента в рудных телах;
- границы вмещающих пород и рудных тел нечеткие, в основном определяются путем опробования;
- часто встречаются жильные рудные тела, так называемые, сближенные, где отдельные рудные тела разделены между собой;
- преобладание крутых углов падения жил.

Особенности месторождений жильного типа предопределяют применение различных классов системы разработки и их вариантов. Отсюда многообразие способов подготовки и нарезки выработок блока и его днища, на долю которых приходится

до 25-40% всех трудовых затрат по системе разработки. Эта проблема в свою очередь тесно связана с совершенствованием технологии выпуска руды из очистных забоев [1-6]. Многие системы разработки, применяемые при отработке жильных месторождений требуют большого объема подготовительно-нарезных работ, приходящегося на единицу балансовых запасов добычных блоков. Детальное изучение условий применения, сравнительная оценка, правильный выбор и совершенствование способов нарезки очистных блоков при разработке жильных месторождений могут быть значительно упрощены при наличии классификации этих способов по их наиболее важным признакам (табл.). Данную классификацию авторы не противопоставляют классификациям, предложенным Ляховым А.И., Никаноровым В.А., Тарасюк О.П., Назарчиком А.Ф., Та-

Таблица

Классификация способов нарезки блоков при разработке жильных месторождений

Группа	Подгруппа	Вариант	Схематическое изображение	Область применения
I. Без специальных выработок вторичного дробления	А. Без под- держания нижней части блока целика- ми	1. Отрезной лентой		
		а) в кровле откаточной выработки		Разработка жильных месторождений с устойчивыми вмещающими породами. Недостатки: резко ослабляется днище и значительный расход леса
		б) в борту откаточной выработки		Устойчивые вмещающие породы, применяется при разработке фланговых участков рудных тел, когда выпуск руды на штрек не мешает транспортированию руды, рудное тело имеет выдержанное залегание по простиранию
		в) в почве верхней откаточной выработки		Разработка крутопадающих жил, при ценной руде и неустойчивых вмещающих породах, с нисходящей выемкой
		2. Отрезным штреком на уровне откаточной выработки		Распространен на ряде рудников из-за быстрой подготовки к очистной выемке и использование самоходного оборудования при выпуске руды
		3. Отрезным восстающим		Применяют при выемке наклонных и пологопадающих рудных тел с устойчивыми вмещающими породами. Отрезной восстающий проходит на фланге блока, от которого в отступающем порядке развивается очистная выемка

деевым М.Н.

В основу разделения способов нарезки на группы авторами принят единый признак – наличие или отсутствие специальных выработок вторичного дробления. По этому признаку все способы нарезки разделены на две группы:

- без специальных выработок вторичного дробления;
- с выработками вторичного дробления.

Вторым, не менее важным признаком, положенным в основу предлагаемой классификации при разделении групп на подгруппы, является способ поддержания днища блока, так как этот признак оказывает существенное влияние на конструктивные особенности нарезных выработок.

Способы и средства поддержания днища блока, применяемые при разработке жильных месторождений имеет целью обеспечить удобные и безопасные условия выпуска, доставки и погрузки отбитой руды. По способу поддержания днища блока, каж-

дая группа подразделяется на следующие три подгруппы:

- без поддержания нижней части блока целиками (бесцеликовая нарезка);
- с оставлением рудных целиков в нижней части блока;
- с возведением искусственных целиков в нижней части блока.

В зависимости от расположения основных нарезных выработок по отношению к откаточным выработкам (в кровле, выше кровли, в борту откаточного штрека и т.д.) каждая подгруппа разделяется на варианты. Наименование различных вариантов нарезки (табл.) дается в зависимости от назначения основной нарезной выработки (выпускными воронками, отрезным штреком, отрезным восстающим). Данная классификация отличается простотой, в ней использована терминология с ясными понятиями [1]. Для практического использования авторы статьи объединили в единой таблице описание

Продолжение таблицы

Группа	Подгруппа	Вариант	Схематическое изображение	Область применения
I. Без специальных выработок вторичного дробления	Б. С оставлением в нижней части блока целиков	1. Выпускными воронками в надштрековом целике		Распространен при разработке рудных тел с неустойчивыми вмещающими породами
		2. Отрезным штреком:		
		а) выше кровли откаточной выработки;		Распространен при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой для снижения потерь и разубоживания руды, применяется восходящий порядок выемки
		б) под целиком верхней откаточной выработки;		Применяется при системах разработки с нисходящей выемкой, с креплением и закладкой выработанного пространства подрываемыми вмещающими породами, когда породы неустойчивы и не допускают обнажение на высоту двух слоев
		в) над дучками		Распространен при системах разработки с раздельной выемкой руды, горизонтальными слоями с закладкой и сплошной системе с креплением и закладкой
		3. Отрезным восстающим из нижней откаточной выработки (вариант нарезки подэтажными штреками)		Способ допускает отбойку жилы с минимальным разубоживанием, позволяет оставлять непромысленные участки руды. Очистные работы в блоке могут развиваться в двух направлениях: по падению и по простиранию

Продолжение таблицы

Группа	Подгруппа	Вариант	Схематическое изображение	Область применения
I. Без специальных выработок вторичного дробления	В. С возведением искусственных целиков в нижней части блока	1. Отрезной лентой в кровле откаточного штрека и крыльчатыми скатами		Разработка крутопадающих рудных тел с неустойчивыми вмещающими породами и высоким содержанием полезного компонента в жиле. Искусственные целики сооружают из леса или бетона
		2. Отрезным восстанавливающим и кострами или ботовыми полосами в борту откаточного штрека		То же, пологопадающих рудных тел. Целики возводятся из леса в виде костров или из породной кладки на цементном растворе
II. С выработками вторичного дробления	А. Без поддержания нижней части блока целиками	1. Камерами грохочения в кровле откаточной выработки и выпуском руды через окна		Вариант отличается высокой трудоемкостью значительным объемом крепежных работ, большими затратами труда, используется редко
	Б. С оставлением в нижней части блока рудных целиков	1. Камерами грохочения выше кровли откаточной выработки с выпуском руды через: а) выпускные окна; б) выпускные воронки		Способ нарезки исключает большой объем трудоемких работ по креплению но требует большого объема нарезных выработок и характеризуется снижением объема руды вынимаемого очистными работами
		2. Горизонтом скрепирования выше кровли откаточной выработки с выпуском руды через: а) выпускные окна; б) выпускные воронки; в) крыльчатые скаты		Способ нарезки блока отличается большим объемом трудоемких нарезных работ, при разработке ценных неустойчивых руд в кровле штрека скрепирования сооружают искусственные целики
	В. С возведением искусственных целиков в нижней части блока	3. Камерами грохочения в кровле откаточной выработки с выпуском руды через воронки		
		1. Камерами грохочения в кровле откаточной выработки с выпуском руды через крыльчатые скаты		Способ нарезки применяют с целью снижения потерь руды в надштрековых целиках при разработке богатых руд, отличается большой трудоемкостью

нарезки блоков с их схематическими изображениями. В силу указанных особенностей предлагаемая классификация позволяет наглядно не только систематизировать множество различных вариантов нарезных работ, существующих в настоящее время,

но и при необходимости видоизменять ее в свете совершенствования технологии выпуска руды из очистного забоя.

Для улучшения основных показателей систем разработки необходимо не только правильно выби-

ратель способа нарезки блока, но и важно выявить возможности совершенствования технологии выпуска, так как применяемые в настоящее время самотечные способы выпуска руды малоэффективны, совокупная трудоемкость выпуска, доставки, и погрузки все еще остается достаточно высокой. В целом эффективность выпуска определяется, как сочетание выработок днища, их параметрами так и применяемым технологическим оборудованием.

Днище блока представляет собой конструктивное сочетание выработок для перепуска, вторичного дробления и выпуска руды. Различают донный и торцовый выпуск. В первом выпускные выработки сохраняются на весь период отработки блока. Во втором - выработки выпуска и доставки непрерывно погашают в отступающем порядке по мере отбойки руды.

Так как процессы грохочения, доставки и погрузки руды выполняются одновременно или в определенной последовательности с выпуском руды, то их можно выделить в следующем соотношении:

- с одновременной погрузкой руды люковыми устройствами (выпуск соединен с погрузкой, а доставка отсутствует);
- с одновременной доставкой и погрузкой руды питателями (все три процесса соединены в единый);
- с последующей погрузкой механическими погрузчиками (погрузка отделена от выпуска, доставка отсутствует);
- с последующей механической доставкой (скреперами, конвейерами и другими доставочными механизмами) и погрузкой (выпуск, доставка и погрузка разделены во времени и пространстве);
- с доставкой руды через камеры грохочения и последующей погрузкой с помощью люковых устройств или питателей (выпуск, доставка и погрузка разделены и выполняются последовательно);
- с двойной механической доставкой (выпуск, двойная доставка и погрузка разделены во времени и пространстве);
- с грохочением руды и последующей механической доставкой и погрузкой (выпуск, грохочение, доставка и погрузка разделены и выполняются последовательно).

Сочетание выпуска с остальными процессами, протекающими в днище, влияет на конструкцию и параметры днища.

Способы выпуска, приведенные в классификации в свою очередь можно разделить на самотечный, полуактивный и активный, остановимся подробнее на их характерных осо-

бенностях, достоинствах и недостатках при разработке жильных месторождений [3].

Самотечный выпуск. Особенность самотечного способа – боковое расположение выпускных выработок относительно направления доставки руды, т.е. перпендикулярность направления движения рудного потока из выпускного отверстия и доставки (рис. 1, 2). Скреперная доставка при этом занимает значительный удельный вес, что объясняется простотой конструкции и надежностью в работе. Скреперные установки до последнего времени являлись незаменимым оборудованием на маломощных, обособленных участках месторождений с небольшими запасами руды при необходимости иметь выработки малого сечения (4-5 м²) в сложных горно-геологических условиях. Достоинством самотечного способа выпуска является возможность одновременного обслуживания нескольких выпускных воронок, что позволяет увеличить суммарную площадь выпускного отверстия путем увеличения фронта выпуска руды. В настоящее время применяют следующие основные

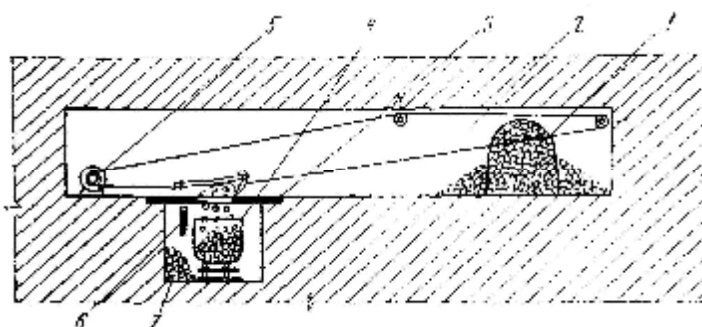


Рис. 1. Скреперная погрузка руды в вагонетки: 1-дучка; 2-скреперный штрек (орт); 3-скреперный полок с разгрузочным окном; 4-вагонетка; 5-скреперная лебедка; 6-«фартук» для предотвращения просыпи; 7-просыпавшаяся при погрузке руда.

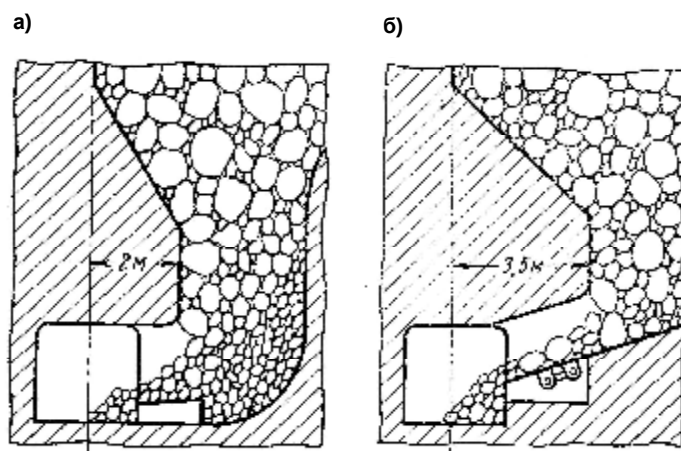


Рис. 2. Способы выпуска обрушенной руды: а) - с применением вибробудителя ВЛ-300; б) - с применением вибролент ВЛ-2М или ВЛ-3М

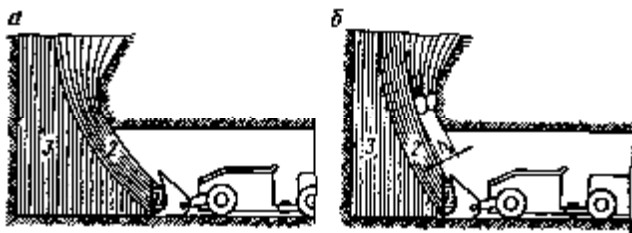


Рис. 3. Полуактивный способ выпуска руды с помощью самоходной техники: а, б – соответственно до и после зависания

схемы выпуска, доставки и погрузки: скреперование руды через полук с загрузкой в вагоны (рис. 1), скреперование на аккумуляющую выработку через рудоспуски и в транспортную выработку через аккумуляющую рудоспуск. Главным недостатком-невозможность воздействия на неподвижную зону средствами механизации, вследствие чего все неустойчивые зависания приходится ликвидировать вручную, что сопряжено с опасностью и обуславливает невысокую производительность выпуска, кроме того, при скреперовании руды непосредственно в вагоны существует жесткая связь между средствами выпуска и транспорта, что приводит к простоям оборудования на выпуске до 30%, а на транспортировании до 40% от общей продолжительности смены. Поскольку возможности производительности труда при самотечном выпуске ограничены, следует их использовать в комплексе с виброустановками (вибропобудители ВЛ-300, виброленты ВЛ-2М; ВЛ-3М; ВЛЖ-1М) (рис. 2).

Вибропобудители устанавливают под рудовыпускную дучку, откуда руда поступает на скреперный штрек и далее её доставляют к рудоспуску. По сравнению с обычным способом (скреперным) производительность труда скрепериста возрастает

в 1,3-1,5 раза, уменьшается в 5 раз количество зависаний, появляется возможность управления процессом выпуска. В то же самое время применение виброустановок в комплексе со скреперными лебедками не позволяет достичь значительного повышения производительности труда на выпуске руды, поэтому технологическая схема выпуска и доставки с применением вибропитателей и погрузочно-доставочных машин более перспективна.

Полуактивный выпуск. Характерной особенностью полуактивного способа является торцовый выпуск руды, когда направление движения рудного потока по неподвижной зоне совпадает с направлением доставки, что обеспечивает возможность воздействия на неподвижную зону в период её обнажения для ликвидации неустойчивых зависаний (рис. 3).

Следует отметить, что при применении самоходной техники возможности полуактивного способа используются не полностью так как, во первых, существует опасность заезда машины под зависания, а во вторых, внедрение рабочего органа в слежавшуюся руду неподвижной зоны часто бывает крайне затруднительным. С этой точки зрения преимуществом перед самоходной техникой обладают питатели всех разновидностей (рис. 4).

До образования зависаний питатели обеспечивают выпуск части рудного откоса. По мере транспортирования этого откоса происходит открывание выходного отверстия, в которое устремляется выше лежащая руда, образуя рудный поток.

Достоинством полуактивного способа выпуска руды является возможность устранения неустойчивых зависаний с помощью средств механизации, что обеспечивает безопасный подход к выпускным воронкам для осмотра и ликвидации зависаний, число которых в два раза меньше, чем при самотечном способе. Вибромашины по назначению можно разделить на два класса: для выпуска и погрузки руды в транспортные сосуды и для транспортирования руды по горизонтальным или наклонным выработкам (конвейеры) (рис. 5).

Рудовыпускные устройства в свою очередь разделяются на три группы: для выпуска руды из рудоспусков – вибролюки (ВЛЖ-1М, ВРЛ-1, ВЛО-2Э, ЛВО-2П, ПВМ-1,0/1,5); для выпуска руды из блоков – вибропитатели (ВДПУ-4ТМ, ВПК-3М, ПВ-2, ВПЛ-1); для улучшения истечения руды из выпускной выработки-виброплощадки (ВЛ-3, «Урал-1», В-2Э, В-2П, ППВ-6М).

В настоящее время широко внедряются в производство люки шахтные вибрационные ЛШВ 3,35 производства «Электровибромашина» Владикавказ на рудниках Кызылалмасай ОАО «АГМК».

Дальнейшее сокращение числа зависаний и

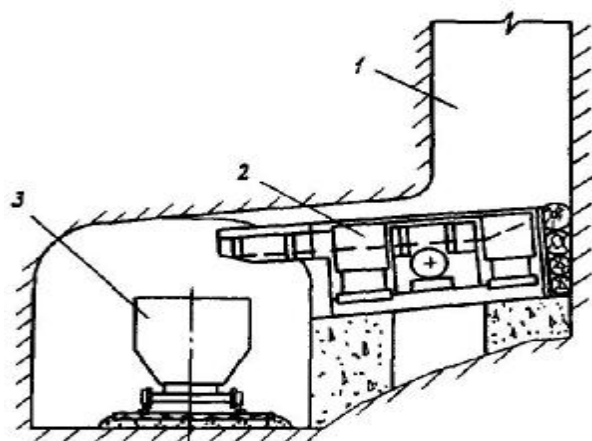


Рис. 4. Выпуск руды по схеме вибропитатель-рудоспуск-вибролюк-вагон: 1 - рудоспуск; 2 - вибролюк (ЛШЛ); 3-вагон ВГ

увеличение предельной крупности выпускаемой руды с помощью питателей ограничивается следующими обстоятельствами:

- при чрезмерном заглублении вибропитателей с упругой системой и направленными колебаниями непосредственно под неподвижную зону происходит защемление упругой системы виброплощадки, что вызывает интенсивное снижение вибрационных характеристик к защемленному концу;

- питатели без упругой системы с эластичной виброплощадкой нечувствительны к чрезмерному заглублению, однако у них колебания виброплощадок затухают по мере удаления от вибратора и приближения к неподвижной зоне, что ограничивает расстояние передачи усилий, необходимых для ее разрушения;

- питатели типа конвейеров (ВР-80, ВУР-80М, ВКВ-12) с бесконечным грузонесущим полотном обеспечивают возможность передачи на заданное расстояние усилий для разрушения неподвижной зоны.

Однако по мере увеличения глубины внедрения рабочего полотна под неподвижную зону увеличивается усилие ее напора на рудный поток, что сопровождается уменьшением толщины потока, а при заглублении полотна за козырек выпускного отверстия более чем на 1,5 м происходит его полный пережим, в результате чего резко увеличивается число зависаний и уменьшается крупность выпускаемой руды.

Наиболее полное использование достоинства полуактивного способа выпуска руды достигнуто при применении виброустановок ВДПУ-4ТМ и ВВДР-5.

Дальнейшее повышение эффективности выпуска потребовало новых технических решений, обеспечивающих увеличение размеров активного сечения выпускного отверстия и приведения их в соответствие с крупностью руды отбиваемой массовым взрывом.

Активный выпуск. Способ, получивший название активный, реализуется посредством конструкции рудопогрузочной установки (РПУ). При активном способе выпуска неподвижная зона руды

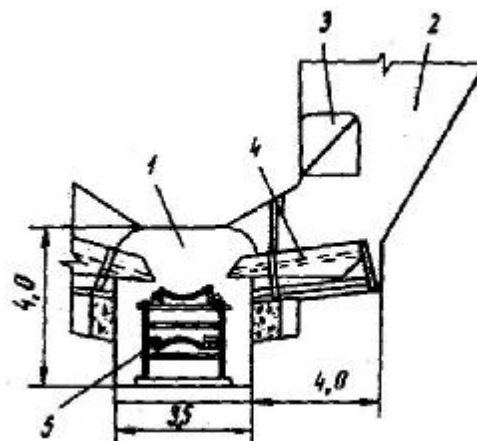


Рис. 5. Схема выпуска-доставки руды: 1—конвейерный штрех; 2—выпускная дучка; 3—контрольный ходок; 4—ПВРА-4,5/1,4; 5—КЛТ-160

на рабочем органе, заглубленном за козырек выпускного отверстия, отсутствует. При этом процесс формирования рудного потока в зоне выпускного отверстия становится управляемым. Применение средств механизации и управления процессом выпуска — доставки руды позволяет снизить трудоемкость операций, сократить потери и обеспечить высокую концентрацию горных работ.

Повышение производительности труда при донном выпуске следует вести в следующих направлениях:

- совершенствование конструкций, параметров днищ блоков и разработкой принципиально новых способов выпуска, упрощающих их подготовку и нарезку;
- внедрение технологических схем с использованием виброустройств, позволяющих значительно интенсифицировать выпуск руды;
- применением на очистных работах высокопроизводительных самоходных машин.

Опыт работы горных предприятий свидетельствует о том, что особое внимание должно уделяться выбору технологических схем, соответствующих горно-геологическим условиям разработки жильных месторождений и организации труда на основе передовых форм и методов.

Список литературы:

1. Терпососов З.А. «Основание блоков и механизация выпуска руды», М., «Недра», 1977.
2. Байконуров О.А., Рыков А.Т. «Совершенствование днищ блоков на рудниках», М., «Недра», 1977.
3. Ефремцев Н.С., Губин И.П. «Развитие техники и технологии выпуска руды из блоков на шахтах ВПО «Союзметаллургпром», Горный журнал, №9, 1980.
4. Откидычев В.В., Панышин И.С. «Основные направления повышения производительности выпуска руды из блоков» - (Серия «Горное дело»: Обзорная информ./ МЦМ СССР, ЦНИИцветмет экономики и информации ; выпуск 4), 1986.
5. Рафиненко Д.И., Назарчик А.Ф., Галченко Ю.П., Мамсуров А.М. «Совершенствование разработки жильных месторождений», М., «Наука», 1986.
6. Каплунов Д.Р., Тихомиров А.П., Юков В.А. «Состояние и пути повышения эффективности технического перевооружения подземных рудников цветной металлургии», М., (Серия «Горное дело»: Обзорная информ./ МЦМ СССР, ЦНИИцветмет экономики и информации; выпуск 6), 1981.

ПУТИ УВЕЛИЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОТРАБОТКИ РУДНИКОВ АНГРЕНСКОГО РУДОУПРАВЛЕНИЯ

Оруджов У.С., зам. главного инженера по горным работам ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Кадыров Ф.Х.**, начальник горного отдела ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Шакаров Б.Ш.**, ведущий инженер горного отдела ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Ризаев Х.А.**, директор Ангренского рудоуправления

Ангренское рудоуправление является не только одним из крупных подразделений ОАО «Алмалыкский ГМК», но и крупным золотодобывающим предприятием во всей Средней Азии, разрабатывающий ряд месторождений золотосодержащих руд, вносящий весомый вклад в пополнение золотых запасов Республики Узбекистан.

Становление и развитие Ангренского рудоуправления неразрывно связано со становлением современной золотодобывающей промышленности Республики Узбекистан.

История возникновения и развития золотодобычи в Узбекистане – это часть истории горного промысла в Средней Азии, которая начинается задолго до нашей эры. Золото, благодаря своим уникальным природным свойствам, издавна использовалось в качестве украшений. Отдельные эпизоды добычи и использования золота датируются по данным археологических находок в захоронениях и по следам древних горных работ. Благодаря таким находкам удалось установить, что на нынешних территориях Узбекистана золото добывалось, по крайней мере, в VI-V веках до нашей эры.

Находки месторождений россыпного золота и их разработка осуществлялись задолго до выявления и освоения коренных месторождений. На протяжении всей истории золото из россыпей добывалось очень примитивными методами путем промывки золотосодержащих песков в деревянных корытах. При этом извлекались только крупные частицы золота.

В более позднее время, особенно в средние века, до монгольского нашествия, наряду с промывкой золотосодержащих песков в значительных, по тем временам, объемах велась добыча золота из коренных месторождений, расположенных в Чаткало-Кураминских и Нуратинских горах, Центральных Кызылкумах. Характерно, что большинство ныне известных месторождений золота, частично затронуты разработкой древними рудознателями.

Об уровне владения древними золотодобытчиками рациональными методами ведения горных работ свидетельствуют сохранившиеся на территории Узбекистана в не разрушенном состоянии древние выработки, в том числе пройденные с креплением, в которых и сейчас действуют естественная вентиляция и организованный водоотлив.

Наглядным примером является разработка месторождений Кызылалмасай, Кочбулак, Ак-Турпак, Ак-тепа и других.

Ныне Узбекистан входит в первую десятку государств – производителей золота. Его опережают ЮАР (до 15% мировой добычи), США и Австралия (по 11%), КНР и Россия (по 7-8%), Перу, Канада и Индонезия (6-7%).

Наиболее крупные месторождения Узбекистана – Мурунтау, расположенное в пустыне Кызылкум и разрабатываемое с 1967 г., а также группа золоторудных месторождений, входящих в состав Алмалык – Ангренского рудного поля.

Ангренское рудоуправление было создано на базе Ангренского золотодобывающего рудника и вошло в состав Алмалыкского горно-металлургического комбината в июне 2002 г. В настоящее время в состав Ангренского рудоуправления входят подземные рудники Кочбулак, Семгуран, Кызылалма и Разведочная.

Также с 2004 г. в состав рудника Кызылалма был включен обособленный участок Чумаук, на котором ведутся работы по отработке северо-восточной части Кызылалмасайского месторождения.

Основным видом деятельности предприятия является добыча и обогащение золотосодержащей руды с получением флотоконцентрата, который поставляется на медеплавильный завод Алмалыкского ГМК для дальнейшей переработки и извлечения из него золота, серебра и прочих сопутствующих компонентов.

Общая проектная мощность Ангренского рудоуправления по добыче товарной руды, в соответствии с разработанным ТЭО развития Ангренского РУ, начиная с 2007 г., составляет 600 тыс. т товарной руды в год, в том числе:

- по месторождению Кочбулак - 200 тыс. т;
- по месторождению Кызылалма - 400 тыс. т.

Кочбулакское месторождение расположено в Ахангаранском районе Ташкентской области на северных склонах Кураминского хребта в 15 км к юго-востоку от Ангренской золотоизвлекательной фабрики.

Рудник Кочбулак введен в эксплуатацию в 1966 г. на базе разведанных Восточно-Кураминской геологоразведочной экспедицией запасов в качестве опытно-эксплуатационного предприятия с проектной мощностью – 50 тыс. т руды в год. Начиная с 1975 г., в целях восполнения выбывающих производственных мощностей и сохранения мощности рудника Кочбулак на уровне 100 тыс. т в год, были начаты горно-капитальные работы по вскрытию запасов

нижних горизонтов месторождения со ствола «Слепой-Капитальный».

В настоящее время на руднике ведутся подземные горные работы на участке «Центральный». Часть рудных тел, имеющих непосредственный выход на дневную поверхность, были в свое время отработаны (штольневые горизонты) открытым способом карьерами: Восточный, Южный, Южный-2, Узун-1 и Узун-2. На сегодняшний день производственная мощность рудника Кочбулак составляет 100,0 тыс. т.

На базе переданных в течение 90-х гг. Ангренскому золотодобывающему руднику от Восточно-Кураминской ГРЭ ряда геологоразведочных штолен, в 1995 г. был создан рудник Горный (в последующем рудник Семгуран) производственной мощностью 100 тыс. т руды в год.

В настоящее время подземные горные работы рудником ведутся в северной части Кочбулакского месторождения по штольневым горизонтам 92, 34, 31^a, 35 и 90.

Кызылалмасайское месторождение расположено в Ахангаранском районе Ташкентской области на юго-западных склонах Чаткальского хребта в 6 км к северу от Ангренской ЗИФ.

Первая очередь рудника Кызылалма производственной мощностью 100 тыс. т руды в год была введена в эксплуатацию в 1989 г.

В состав рудника вошли стволы шахт «Главная» и «Вентиляционная», а также наклонный транспортный съезд, пройденный с поверхности до 1 горизонта (+1045 м). До этого времени горные работы на месторождении Кызылалма, начиная с 1975 г. по 1979 г., производились на участке открытых горных работ, а в последующем – на созданном в 1981 г. участке подземных горных работ с проектной мощностью 30 тыс. т руды в год.

На западном фланге Центрального участка месторождения «Кызылалма», после окончания геологоразведочных работ Восточно-Кураминской ГРЭ в 1993 г., был передан в состав Ангренского золотодобывающего рудника ствол «Разведочная» для подготовки и отработки запасов рудного тела №10, 10^a, 10^b, 10^c.

В 1997 г. после проведения реконструкции надшахтного комплекса ствола «Разведочный» и проведения ряда вскрывающих, подготовительных выработок по горизонту +745 м, производственная мощность рудника была доведена до 100 тыс. т товарной руды в год.

На Ангренской золотоизвлекательной фабрике (АЗИФ) производится обогащение добываемой на рудниках золотосодержащей руды. Фабрика расположена в непосредственной близости от автодороги «Ташкент-Ош», в 70 км к юго-востоку от города Ташкента на территории города Ангрена. Ангренская ЗИФ введена в эксплуатацию в 1973 г., с мощностью по переработке руды 300 тыс. т руды в год на

основе месторождения «Кочбулак» - 200 тыс. т и рудника Каульды - 100 тыс. т.

Разнообразные горно-геологические условия обусловили применение нескольких систем разработок для отработки запасов месторождений Кочбулак и Кызылалма.

На месторождении Кочбулак рудные тела морфологически характеризуются сложно построенными зонами окварцевания, кварцевыми жилами, прожилками среди метасоматически окварцованных пород и подразделяются на три типа:

- крутопадающие (50-80°), секущие рудные тела мощностью 1-3 м субмеридиального простирания. Протяженность по простиранию от 50 м до 300 м, по падению до 350 м;

- пологопадающие согласные тела (10-30°) субширотного простирания, контролируемые межпластовыми тектоническими срывами. Мощность рудных тел 1-2 м, протяженность по простиранию от 150 м до 200 м, по падению до 400 м;

- крутопадающие (75-80°), трубообразные формирования, приуроченные к рудоносным взрывным сооружениям. Мощность 1-20 м, протяженность по простиранию от 15 м до 20 м, по падению до 390 м. Вмещающие породы средней степени устойчивости, руды, как правило, не устойчивые.

Три типа рудных тел и определили выбор следующих, основных систем разработки:

- камерно-столбовая система, которая применяется при отработке пологопадающих рудных тел. Размеры целиков регулируются не только горно-техническими условиями, но и качеством добываемой руды, т.е. целики с высоким содержанием золота могут быть погашены полностью, а вместо них возводится кустовая деревянная крепь. У целиков с пониженным содержанием и оставляемых внутри блоков в качестве охранных, сохраняются их проектные размеры;

- система с маганизированием отбитой руды применяется на крутопадающих рудных телах. Отбойка руды в блоке ведется горизонтальными слоями (уступами) высотой 1,5-2,5 м, с поверхности заматированной руды;

- система подэтажного обрушения с секционной потолкоуступной, мелко-шпуровой отбойкой применяется на крутопадающих рудных телах с не выдержанными углами падения в пределах одного эксплуатационного блока (высота 40-50 м);

- система разработки нисходящей слоевой выемки с твердеющей закладкой применялась ранее при отработке крутопадающих трубообразных рудных тел богатым содержанием золота на участке «Токберды» V-ой рудной зоны.

Проходка подготовительных выработок и очистная выемка в вышеперечисленных системах разработки осуществляется буровзрывным способом. Патронированное ВВ аммонит №6 ЖВ размещают в горизонтальных или восходящих шпурах, диаметром

40-43 mm, которые бурятся перфораторами типа ПП-54, П-63 и ПТ-48 с применением буровых колонок УПБ, ЛКРУ. Отбитая горная масса из забоев на рудниках Кочбулак и Семгуран в основном доставляется скреперными лебедками 2ЛС-17; 30 до погрузочных пунктов, где погрузками ППН-1С или через погрузочные полки грузится в вагонетки типа ВО-0,8 и ВГ-2,2. Загруженные вагонетки для выдачи на поверхность на породные и рудные отвалы к околоствольному двору доставляются электровозами ЗКР-600, 4КР-600, 7КР-600 и 10КР-600, далее руду автотранспортом отправляют на Ангренскую золотоизвлекательную фабрику.

На месторождении «Кызылалма» рудные тела приурочены к главной рудоносной зоне, по которой в виде столбов окварцевания выделено 13 рудных тел. Среди этих рудных тел наиболее крупные - № 1 и № 10. В двух рудных телах сосредоточено до 90% запасов золота. Мощность рудных тел колеблется от 10 м до 50 м, залегание рудных тел крутое (50-80°).

Протяженность по простиранию до 450 м, по падению до 540 м. Вмещающие породы неустойчивые, руды отнесены к средней степени устойчивости.

Характерной особенностью рудных тел является наличие в нем древних выработок, заложенных отработанной горной массой.

Данные условия продиктовали принятие решения отрабатывать запасы месторождения «Кызылалма» системами, относящимися к классу систем с закладкой выработанного пространства или с обрушением, а именно:

- система разработки подэтажными штреками с отбойкой руды ромбоидальными панелями, торцовым выпуском и закладкой твердеющей смесью выработанного пространства (при отработке запасов по схеме с нижних горизонтов – наверх). Доля данной системы в общем объеме составляет – 20-30%;
- система разработки подэтажного обращения ромбоидальными панелями с послонной отбойкой и торцовым выпуском руды – 80%;
- система разработки подэтажного обрушения с массовой отбойкой панели и торцевым выпуском руды (запасы, затронутые древними горными работами) – 10%. Удельный вес каждой из применяемых систем разработки в общем объеме отработки запасов зависит от конкретных горно-геологических и горно-технических условий.

Данные системы разработки позволяют применение для транспортировки отбитой горной массы из буровых ортов до рудоспусков, а также на вспомогательных работах, самоходного оборудования на пневматическом ходу – погрузочно-доставочных машин ЛК-0,7, которые задействованы как при проходке подготовительных горных выработок, так и на очистных работах.

Отбойка руды осуществляется в основном скважинными зарядами, бурение скважин производится буровыми станками типа НКР-100, СТО-100 и КБУ-80 диаметром 105-110 mm.

Зарядка скважин гранулированными взрывчатыми веществами производится пневмозарядниками типа «ВАХШ». Отбитая руда с подэтажей (высотой 12 м) перепускается по рудоспускам на нижележащий откаточный горизонт, где грузится через вибролюки в шахтные вагонетки ВГ-2,2 и электровозами 7КР-600 и 10КР-600 доставляется к стволам, по которым выдается на поверхностный рудный отвал.

Таким образом, все технологические процессы подземной добычи и транспортировки руды механизированы. Применение самоходного оборудования в процессах бурения, погрузки и доставки в очистных пространствах привело к улучшению условий труда, повысило безопасность работ и производительности труда забойных рабочих.

В соответствии с Постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан от 8 февраля 2003 г. за № 71-11 «О мерах по ускорению вовлечения в отработку золоторудных месторождений Ангренского рудного поля» ОАО «Алмалыкский ГМК» и институтом «Узрангметлойха» было разработано ТЭО проекта «Расширение и реконструкция действующих рудников на месторождениях «Кочбулак» и «Кызылалма», а также Ангренской ЗИФ, в котором были определены основные задачи по осуществлению расширения и реконструкции Ангренских золотодобывающих рудников, с доведением мощности по добыче руды до 600 тыс. т в год.

Для реализации этих целей Правительством РУз были выделены капитальные вложения, за счет которых было выполнено строительство объектов подземного и поверхностного комплекса на золоторудных месторождениях «Кочбулак» и «Кызылалма» и освоено около 66,95 млрд. сум капитальных вложений, в том числе СМР-32,97 млрд. сум, оборудование – 31,75 млрд. сум и прочие – 2,23 млрд. сум.

Инженерно-технические работники и специалисты рудоуправления совместно с работниками горного отдела внесли весомый вклад в совершенствование проектных решений, внедрение которых позволило сэкономить более 1,132 млрд. сум. средств капитальных вложений. При этом все основные строительства, определенные в ТЭО, были введены в эксплуатацию, согласно установленным срокам и в полном объеме.

Так, на месторождении «Кызылалма» введены в эксплуатацию новые горизонты +865 м; +925 м; +985 м; +1045 м, где за период 2004-2008 гг. было пройдено горно-капитальных выработок общим объемом 10517 п.м. Выполнение данных работ позволило дополнительно вскрыть геологические запасы золотосодержащих руд в количестве 4,66 млн. т, что позволило выйти рудникам Кызылалма и Разведочная на проектную мощность по добыче товарной руды более 400 тыс. т в год.

Кроме того, на руднике Разведочный была выполнена реконструкция и расширение административно-бытового комплекса, построен блок вспомогательных служб, произведена реконструкция калори-

ферной установки шахтного ствола, электрокотельной и энергоснабжения шахты.

На месторождении «Кочбулак» введен в эксплуатацию горизонт +930 м и пройдены дополнительные вскрывающие горно-капитальные выработки на действующем горизонте +980 м, позволившие вовлечь в отработку фланговые рудные тела с целью поддержания мощности 200 тыс. т в год.

Следует подчеркнуть, что все горно-капитальные работы были выполнены исключительно собственными силами Ангреноского рудоуправления, а строительно-монтажные работы по поверхностному комплексу рудников и Ангреноской ЗИФ – силами строительной организации ОАО «Алмалыкский ГМК».

За период 2004-2008 гг. на всех рудниках Ангреноского рудоуправления осуществлена замена старого горно-шахтного оборудования, задействована высокопроизводительная техника ведущих мировых фирм производителей горно-шахтного оборудования.

В соответствии с проектом расширения и реконструкции Ангреноской золотоизвлекательной фабрики выполнен большой объем строительно-монтажных работ по хвостовому хозяйству фабрики, наращиванию и обустройству плотины хвостохранилища, реконструкции системы гидротранспорта хвостов, замены существующих насосов хвостового хозяйства на более производительные. В главном корпусе фабрики произведена замена существующего оборудования на более производительное, восстановлена 5-я мельница МШЦ 4,5х3,2 доизмельчения на I-ой очереди фабрики и установлена дополнительно 6-я мельница ММС 5,0х3,2 на II-ой очереди. Произведена реконструкция рудной площадки фабрики, запущены в эксплуатацию два грейферных крана для бесперебойного обеспечения фабрики рудой. Все это позволило увеличить суточную производительность фабрики по переработке руды свыше 2000 т с доведением мощности по переработке более 600 тыс. т в год.

Также проведены работы по расширению и реконструкции химико-аналитической лаборатории ЗИФ, что значительно увеличило количество обрабатываемых геологических, товарных и технологических проб.

В результате выполненной реконструкции и расширения автотранспортного цеха были построены новые здания административно-бытового корпуса и производственного корпуса автотранспортного цеха. Практически полностью обновлен парк технологического автотранспорта, погрузочной техники, вахтовых автомашин и автобусов, вспомогательной спец. техники.

Осуществление реконструкции рудников, золотоизвлекательной фабрики и других цехов Ангреноского рудоуправления имеет важное социальное последствие. Были созданы дополнительные рабочие места. Так, численность работающих в Ангреноском рудоуправлении на начало 2003 г. составляла поряд-

ка 1526 чел, в настоящее время на предприятии трудятся 2432 чел, т.е. увеличение количества рабочих мест составило 906 чел.

На момент начала реконструкции существующего производства на предприятии имелся острый дефицит квалифицированных рабочих и работников инженерно-технического состава, который бы по уровню подготовки соответствовал требованиям современного производства.

На сегодняшний день, в результате принятых мер по подготовке работников на местах, с использованием всех доступных средств и методов обучения, в основном без отрыва от производства, на Ангреноском рудоуправлении значительно вырос профессиональный уровень кадров. При содействии комбината на предприятии открыт свой собственный учебный центр, где проводится производственно-техническое обучение рабочих по основным и смежным профессиям, а также по повышению квалификации.

Вопросы увеличения мощности предприятия, обеспечения стабильной работы производства на постоянном контроле у руководства рудоуправления и ОАО «Алмалыкский ГМК».

С целью поддержания мощности предприятия на указанном уровне, а также компенсации выбывающих в процессе эксплуатации мощностей, в период с 2009 до 2015 гг. планируется осуществлять ряд мер, в частности:

а) по горным работам:

- вскрытие горизонта +865 м, с проходкой наклонного съезда по месторождению «Кызылалма» (2010-2012 гг.);
- вскрытие горизонта +880 м, с углублением существующего ствола «Слепой-Капитальный» на месторождении «Кочбулак» (2011-2015 гг.);
- установить круговые опрокиды ОК-2,2 и ОК-1,3 на промплощадках стволов «Разведочный» и «Вентиляционный» рудника Разведочный (2009 г.);

б) по золотоизвлекательной фабрике:

- произвести реконструкцию и расширение подстанции 110/35-6 кВ АЗИФ (2011-2012 гг.);
- выполнить реконструкцию отделения фильтрации АЗИФ, с установкой двух автоматизированных рамных пресс-фильтров высокого давления (2010-2011 гг.);
- расширить отделение флотации, с установкой дополнительно новых флотомашин (2010-2012 гг.);
- выполнить строительство дробильно-шихтовального комплекса на рудной площадке фабрики (2009 г.);
- продолжить реконструкцию хвостового хозяйства АЗИФ на стадии II-ой очереди, с укреплением и наращиванием дамбы хвостохранилища на 10 м по высоте (2009 г.).

Реализация данных мероприятий позволит Ангреноскому рудоуправлению работать более производительнее.

РУДНИК КАУЛЬДЫ: ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Мирахмедов А.М., директор рудника Каульды

Месторождение Каульды расположено в западных отрогах Тянь-Шаня, на северном склоне Кураминского хребта в междуречье рек Кызата и Каульды, которые являются притоками реки Накпай. Река Накпай в свою очередь является притоком крупной реки Ангрен, протекающей восточнее месторождения в 20 km. Месторождение расположено в 14 km от г. Алмалык, где проживают работники рудника и в 80 km от г. Ташкент.

В связи с тем, что качественный и вещественный состав руды месторождения Каульды не соответствует требованиям схемы обогащения золотоизвлекательной фабрики в г. Ангрен добытая руда после дробления и классификации используется в качестве золотосодержащих флюсов при конвертировании штейнов в металлургическом переделе медеплавильного цеха ОАО «Алмалыкский ГМК».

Рудник Каульды работает по добыче золотосодержащей кварцевой руды и включает в себя несколько участков: подземный участок по добыче руды и производству горнокапитальных работ, участок рудоподготовки, где производится переработка руды во флюсовую руду и ряд вспомогательных участков.

Вскрытие месторождения осуществляется наклонными съездами, угол наклона в пределах 6-10°. Водоприток колеблется в количестве 63-90 м³/ч (в весенний период приток увеличивается ещё на 25 м³/ч).

Транспортные съезды (уклоны, штрэк) выполнены сечением 18,6 м², вспомогательный уклон, служащий для подачи свежего воздуха от ГВУ ВОД-21, пройден сечением 14,2 м², закладочный штрэк, в котором будут проложены закладочные трубопроводы, проходится сечением 11,72 м².

Рудные тела месторождения представляют собой интенсивно гидротермально проработанные участки рудоносных зон, сложенные монокварцевыми и кварц-карбонат-гидрослюдистыми метасоматитами. Их границы с вмещающими породами нечёткие и устанавливаются по данным опробования.

Падение рудных тел, в основном, согласно с рудовмещающей зоной кластолав и имеет углы от 10° до 45°. Вертикальный размах оруденения – 380 м. Основной компонент руды – золото, в меньших количествах – серебро, распределение их крайне неравномерное.

Объёмная масса для руд в среднем 2,65 т/м³ и для вмещающих пород 2,66-2,74 т/м³. Средние значения коэффициента крепости по М.М. Протодьяконову для большинства пород рудной зоны составляет 12-13, в

окварцованных зонах увеличивается до 15-20 и соответственно согласно наблюдениям и опыту ранее проведённых проходческих работ по Центральному участку можно сделать вывод, что вмещающие породы и руды Южного участка будут устойчивы и больших объёмов крепления не предвидится.

Запасы месторождения, объём которых по производственной мощности рудника с учётом приращений запасов хватит на срок свыше 15 лет, распределены на четырёх участках: Центральный (в стадии завершения отработки), Промежуточный, Южный Каульды и Южный-II. В отработке находятся запасы Центрального, Промежуточного и Южного участков. На участке Южный Каульды ведутся горнокапитальные, подготовительные, эксплуатационные и частично очистные работы (рис.).

В настоящее время на участке Южный ведётся капитальное строительство. В процессе вскрытия и подготовки к отработке проводятся эксплуатационные работы (горные выработки) с целью уточнения границ оруденения, параметров и качества запасов.

При креплении горнокапитальных выработок согласно проекту используется исключительно бетонное крепление и торкретирование набрызгбетоном (в отдельных случаях для оперативности применяется крепление спецпрофилем СВП-22 и затяжкой из железобетона).

В конце 2003 г. завершён 1 этап капитального строительства. Вскрыто и обрабатывается рудное тело № 8, № 9 и № 5 блок II-C₁, участок введен в эксплуатацию. В 2007 г. начат II этап капитального строительства, который продолжается и в настоящее время.

На месторождении в зависимости от геологии рудных тел и используемого горно-шахтного оборудования применяется ряд систем разработки: горизонтальные слои с закладкой выработанного пространства твердеющей закладочной смесью, приготовляемой на закладочном комплексе, находящемся на поверхности и транспортируемой самотёком; с магазинированием руды; длинными столбами по простиранию с закладкой и камерно-столбовая. Объём добычи по системам закладывается в зависимости от планового содержания золота и серебра, подготовленности запасов рудных блоков, а также требуемых флюсовых характеристик согласно техническим условиям.

Очистные работы ведутся параллельно с закладочными, закладка в основном производится твердеющей закладочной смесью; частично производится закладка пустой породой. Закладочная смесь готовится из местных материалов: песок-

отходы от дробления мраморизованного известняка с карьера Коракхона, расположенного рядом с рудником и цемента Ахангаранского цементного комбината, находящегося в 15 km от г. Алмалыка.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой включает в себя отработку сначала первичных камер, расположенных вкрест простирания рудного блока, их закладку и после достижения закладочного массива нормативной прочности – отработку вторичных камер и т.д.

Для проходки горных выработок больших сечений (12 м² и более) используется буровая установка Вомет в количестве 1 шт. В основном при проведении проходческих выработок и ведении очистных работ на руднике используется следующее горное оборудование: ручные перфораторы ПП-54, ПП-63, ПП-80 и телескопические перфораторы ПТ-48, скреперные лобовики ЛС-30, ЛС-55, шахтные электровозы К-10, вагонетки УВО-08, ВГ-1,2, ОК-1,2 - опрокид круговой, служащий для разгрузки вагонеток ВГ-1,2 с глухим днищем, вибродостовочнопогрузочная установка ВДПУ-4 («Сибирячка») для погрузки горной массы непосредственно в автосамосвалы МоАЗ; подземная самоходная техника: погрузодосяточные машины типа ЛК-07 с ёмкостью ковша 1,5 м³, ЛК-2АЦ и Того-301D с ёмкостью ковшей по 3 м³, подземные автопоезда типа МоАЗ 75291 с грузоподъёмностью 20 t. Подземная самоходная техника укомплектована каталитическими нейтрализаторами и специальными глушителями для уменьшения токсичности и выхода выхлопных газов. Уборка горной массы с рабочих забоев осуществляется ПДМ типа ЛК-07, ЛК-2АЦ, Того-301D, последние 2 ПДМ производят погрузку горной массы в автосамосвалы МоАЗ, которые вывозят её на поверхность.

Расстояние транспортирования в шахте от места перегруза до рудного отвала на поверхности 3 km. На работах по погрузке руды в автосамосвалы типа «Isuzu» и БелАЗ-540 используются фронтальные погрузчики типа «Дреста» и L-34, принадлежащие Управлению автомобильным транспортом (УАТ), подразделению ОАО «Алмалыкский ГМК». Расстояние транспортирования от рудника до участка рудоподготовки 19 km.

На участке рудоподготовки эксплуатируется дробильное оборудование: дробилки ЩКД и КМД-1200, грохоты ГИТ и ГИЛ, спиральный классификатор КС-1,5, конвейерные транспортёры, пластин-

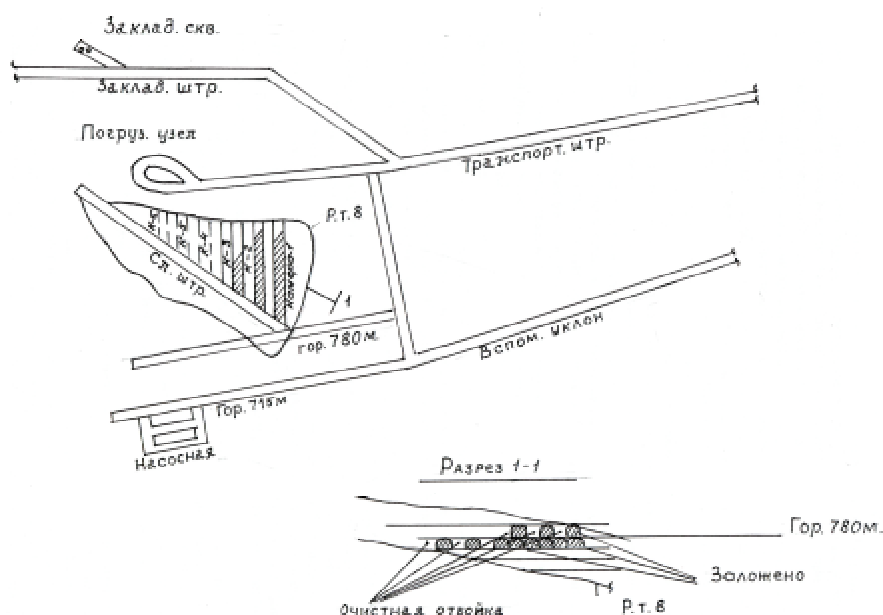


Рис. Схема вскрытия участка «Южный» Каульды

чатые питатели.

На руднике используется специальное вспомогательное оборудование – торкрет-пушки, заточные, токарные, фрезерные, сверлильные и точильные станки.

Анализ проб в добыче и в отгрузке флюсовой руды осуществляет химико-аналитическая лаборатория рудника, находящаяся на участке рудоподготовки.

Контроль за опробованием осуществляет служба технического контроля при руднике, производственные помещения которой находятся на территории УРП.

Переработанная и подготовленная флюсовая руда в соответствии с требованиями технических условий на флюсовую руду и плановыми показателями рудника с железнодорожного тупика, находящегося на площадке участка рудоподготовки, отгружается фронтальными погрузчиками типа «Дреста» и L-34 в железнодорожные думпкары Управления железнодорожного транспорта (УПЖТ), также, являющегося одним из подразделений комбината и отправляется на МПЗ ОАО «Алмалыкский ГМК».

Имеющийся на руднике парк самоходного оборудования в сутки (непрерывный 3^х сменный график работы) позволяет обеспечивать работу 5 проходческих и 7 очистных забоев и производить суточную добычу в объёме 270-280 t руды и горную массу в объёме 185 м³ (план по горной массе в 2008 г. – 67762 м³). В 2008 г. рудник выполнил проектную годовую производительность по добыче руды на 100%, добычу горной массы на 99,9% и выпуск флюсовой руды на 108%. Производительность по добыче руды на одного рабочего в 2008 г. составила 262 t.

ПУТИ УТИЛИЗАЦИИ ФЛОТООТХОДОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Усманов Х.Л., старший научный сотрудник Института общей и неорганической химии, канд. техн. наук; **Кадырова З.Р.**, зав. лабораторией Института общей и неорганической химии, канд. хим. наук; **Шакаров Т.И.**, начальник дробильного отделения СОФ ОАО «Алмалыкский ГМК, канд. техн. наук

Известно, что горнодобывающая и металлургическая промышленность относятся к числу отраслей, где образуются наибольшее количество отходов на единицу производимого материала.

К числу таких производств относится и Алмалыкский ГМК, где ежегодно в отвалы выбрасываются миллионы тонн флотационных отходов в виде хвостов обогащения свинцовой и медной руды. Они в основном состоят из кальцита, кварца и незначительного количества слюды, доломита и др. Отвалы занимают огромные площади земельных угодий пригодных для сельского хозяйства и тем самым наносят экологический и значительный экономический ущерб.

В этом плане представляет большой интерес изучить возможность использования флотоотходов свинцово обогатительной фабрики (СОФ) и медно-обогатительной фабрики (МОФ) в производстве вяжущих материалов.

В качестве сырьевых материалов были использованы Шавазсайский известняк, флото отходы свинцово- и медно-обогатительных фабрик Алмалыкского ГМК результаты химического анализа

которых приведены в табл. 1. При этом следует отметить, что усредненные пробы флотоотходов СОФ и МОФ были взяты из 10 участков хвостохранилищ.

Нами были рассчитаны портландцементные сырьевые смеси в широком диапазоне величин KN от 0,75 до 0,95 и силикатного модуля n от 2,1 до 2,4. Температура обжига соответствовала общепринятой на цементных заводах 1400-1450°C.

Фазовый минералогический состав обожженных портландцементных сырьевых смесей, определенный рентгенофазовым анализом показал образование в полученных цементных клинкерах основных минералов портландцементного клинкера-алита ($3CaO \cdot SiO_2$) с $d=0,303; 0,277; 0,259$ нм, белита ($2CaO \cdot SiO_2$) с $d=0,287; 0,279; 0,260$ нм, а также минеральных фаз на основе оксидов алюминия и железа.

Получение качественных цементных клинкеров с образованием хорошо закристаллизованных фаз алита и белита на основе флотоотхода СОФ характеризуется наличием в минералогическом составе небольшого количества крупнокристаллического кварца (15-18%) и наличием благоприятных для образования жидкой фазы минералов типа - полевых шпатов, гидрослюд и силикатов кальция и магния.

Цементные клинкера на основе флотоотходов МОФ также характеризуются образованием основных минеральных фаз портландцементного клинкера с хорошо выраженной их кристаллизацией и температурой обжига в пределах 1380-1430°C. Рентгенофазовым и петрографическим изучением процесса гидратации полученных цементов на основе СОФ и МОФ установили, что он характеризуется обычной для портландцементов стадийностью прохождения минералообразования новых гидратных фаз.

Так в начальные сроки твердения наблюдается образование крупнозернистых кристаллов гидрата оксида кальция $Ca(OH)_2$ с $d=0,493; 0,311$ нм и зерен этtringита

Таблица 1

Результаты химического анализа исходных материалов

Наименование	SiO ₂	Al ₂ O ₃	F ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃ общая	R ₂ O	ППП	Сумма
Флотоотход СОФ	44,47	9,93	4,45	15,32	8,89	2,31	2,13	8,63	96,13
Флотоотход МОФ	61,18	14,61	9,86	1,31	0,11	5,69	4,18	4,71	101,65
Известняк	-	1,0	0,20	52,11	1,06	0,10	0,21	40,9	99,71

Таблица 2

Физико-механические свойства Ахангаранских
и полученных цементов

Наименование	Срок схватывания, h		Расплав конуса, mm	Предел прочности по ГОСТ, в МПа			
	начало	конец		при изгибе		при сжатии	
				3 сут	28 сут	3 сут	28 сут
Ахангаранский портландцемент	1-25	3-15	108	2,7	5,1	32,5	53,7
Цемент на основе СОФ	1-40	3-15	108	2,6	5,1	30,6	54,5
Цемент на Основе МОФ	1-30	3-10	108	2,2	4,6	28,3	52,3

$3\text{CaOA}1_2\text{O}_3 \cdot 3\text{CaSO}_3 \cdot 31\text{H}_2\text{O}$ с $d=0,958$ нм, а также мелкочешуйчатых кристаллов гидраалюмината кальция C_4AH_{13} с характерным дифракционным максимумом $d=0,780$ нм, наличие которого определяет начальную прочность цементного камня и количество которого на прямую связано с основной сырьевой смеси.

Физико-механические свойства цементов на основе флотоотходов проводили по ГОСТ 310.1-76, ГОСТ 310.3-76, ГОСТ 310.4-81. Результаты исследования физико-механических свойств полученных цементов приведены в табл. 2.

Лабораторные испытания показали, что цементы

на основе СОФ и МОФ на 28 суточном сроке твердения в нормальных условиях хранения имеют предельную прочность на сжатие 520-540 МПа, что обусловлено высокой реакционной способностью кристаллов алита и белита в этих клинкерах.

Таким образом, в результате проведенных испытаний установлена возможность получения портландцементных клинкеров на основе флотоотходов СОФ и МОФ при температуре обжига 1380-1430°C и изучены его физико-механические свойства. Показана возможность получения портландцемента марки 400-500.

УДК 622.775

© Ян ван Никерк 2009 г.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ BIOX®

Ян ван Никерк, руководитель Департамента BIOX компании Gold Fields Limited

В последние несколько лет наблюдался резкий рост цен на золото. Это привело к возобновлению активности в сфере золотодобычи, в особенности из месторождений упорных руд, разработка которых нерентабельна при более низких ценах на золото.

К настоящему времени по всему миру было введено в строй в общей сложности одиннадцать установок BIOX®, восемь установок находятся в промышленной эксплуатации. Новые установки, введенные в эксплуатацию в недавнее время – это установки проектов Богосо и Джингфенг в 2007 г., а также Кокпатас в Узбекистане в 2008 г.

Проектирование установки BIOX® Богосо было начато компанией Minproc в 2005 г. Проектная мощность контура BIOX® для переработки сульфидов - 820 t/d концентрата при содержании в подаче 20% сульфидной серы.

На установке BIOX® Богосо установлены самые большие реакторы биоокисления, каждый рабочим объемом 1500 м³.

Проектирование установки на проекте Джингфенг было начато в 2005 г., инжиниринг был осуществлен совместно компаниями Ausenco и Nerin. Установка BIOX® имеет проектную мощность 790 t/d концентрата при содержании сульфидной серы 9,4%.

Установка проекта Кокпатас будет самой большой в мире установкой BIOX® с проектной производительной мощностью 1-й очереди 1069 t/d концентрата при 20% содержании сульфидной серы. Мощность установки будет удвоена после ввода в эксплуатацию 2-й очереди. Примечательно, что в отличие от других установок BIOX®, на этом предприятии для извлечения золота будет использован

контур «смола в пульпе», однако при необходимости конструкция позволяет преобразовать его в контур «уголь в пульпе».

Дальнейшему развитию данной технологии также будет способствовать осуществление двух новых проектов, находящихся в настоящее время на стадии инженерно-технической разработки – проект Амантайтау в Узбекистане и проект Майское в России.

В настоящее время осуществляется ряд научно-исследовательских проектов с некоторыми весьма положительными результатами. Большинство исследований направлено на улучшение показателей по капитальным и эксплуатационным затратам для данной технологии, но есть также проекты, нацеленные на оптимизацию и усовершенствование самого технологического процесса.

Введение

Технологический процесс BIOX® для предварительной обработки упорных золотосодержащих концентратов находится в промышленной эксплуатации в течение последних 20 лет. Технология претерпела развитие от мелкомасштабного применения на золотодобывающем предприятии Фэйрвью до хорошо развитой, признанной во всем мире технологии с общей установленной мощностью по переработке 4507 t концентрата в сутки. С учетом текущих показателей по производительности в 2009 г. с использованием технологии BIOX® будет произведено в общей сложности 1,5 млн. унций золота.

Развитие технологии

Технология BIOX® начиналась с полупромышленной установки производительностью 10 t в сутки, используемой параллельно со старыми обжи-

Таблица

Обзор по промышленным установкам BIOX®

Рудник	Страна	Производительность по переработке концентрата, t/d	Объем реакторов, m³	Дата ввода в эксплуатацию	Текущее состояние
Фэйрвью	ЮАР	62	340 ^a	1986	Действующая
Сан Бенто ^b	Бразилия	150	550	1990	Содержание и тех. обл.
Харбор Лайтс ^c	Австралия	40	160	1991	Выведена из эксплуатации
Вилуна	Австралия	158	480	1993	Действующая
Ашанти	Гана	960	900	1994	Действующая
Кориканча ^d	Перу	60	262	1998	Содержание и тех. обл.
Фостервиль	Австралия	211	900	2005	Действующая
Суздаль	Казахстан	196	650	2005	Действующая
Богосо	Гана	820	1 500	2007	Действующая
Джингфенг	Китай	790	1 000	2007	Действующая
Кокпатас	Узбекистан	1069	900	2008	Действующая

^aОбъем двух первичных реакторов на Фэйрвью.

^bРудник законсервирован.

^cГорная добыча завершена в 1994 г. и установка выведена из эксплуатации.

^dПроизводство было временно остановлено в 2008 г.

говыми печами Эдвардса на предприятии Фэйрвью в Южной Африке. Технология продемонстрировала надежность в эксплуатации, и в 1991 г. участок BIOX® был расширен до общей производительности 35 t/d концентрата. Производительность установки была вновь увеличена в 1994 и 1999 гг. до нынешней мощности 62 t/d.

Вторая установка BIOX® была установлена на предприятии Сан Бенто в Бразилии в 1990 г. Первая лицензия BIOX® была продана в 1991 г. для применения технологии на проекте Харбор Лайтс в Западной Австралии. Вскоре после этого последовали установки на проектах Вилуна в 1993 г. и Ашанти в 1994/1995 гг. Установка проекта Ашанти знаменовала крупное достижение в развитии технологии, подтвердив, что производство с данным технологи-

ческим процессом может быть расширено до любой мощности с применением модульной конструкции. Установка проекта Ашанти также доказала надежность технологического процесса в эксплуатации и возможность применения технологии в отдаленных районах.

В общей сложности за прошедшие 20 лет были введены в эксплуатацию одиннадцать установок BIOX®, причем пять новых установок были введены в эксплуатацию в последние три года. В табл. приведены краткие сведения по действующим и историческим установкам BIOX® и их производительности по переработке концентрата.

На рис. 1 показаны данные по суммарной установленной мощности, в тоннах концентрата в сутки, всех установок BIOX® по всему миру. После внедрения технологии в промышленное производство в 1991 г. установленная мощность по концентрату быстро увеличилась с вводом в эксплуатацию пяти установок одну за другой. Однако с понижением цен на золото в середине 90-х гг. интерес к технологии BIOX® заметно снизился, в период с 1995 по 2005 гг. в эксплуатацию была введена всего одна небольшая установка.

Интерес к технологии вновь возрос приблизительно с 2003 г. с ростом цен на золото. В результате в период с 2005 по 2008 гг. в эксплуатацию было введено пять новых установок BIOX®. В течение 2009 г. в промышленной эксплуатации будет находиться в общей сложности восемь установок BIOX®, с суммарной установленной мощностью по переработке 4500 t концентрата в сутки. Общее расчетное производство золота, выпускаемого с применением технологии BIOX® в 2009 г., составит более 1,5 млн. унций (> 47 t) золота.

Кроме этого, в настоящее время четыре проекта находятся на стадии инженерной разработки и строительства, осуществляется два проекта расширения мощности существующего производства, а также два новых проекта, что увеличит суммарную установленную мощность установок BIOX® до более чем 6500 t концентрата в сутки к 2012 г. Суммарная установленная мощность может потенциально продолжить расти до более чем 8500 t/d концентрата к 2015 г., с учетом проектов, находящихся в настоящее время на различных стадиях вы-

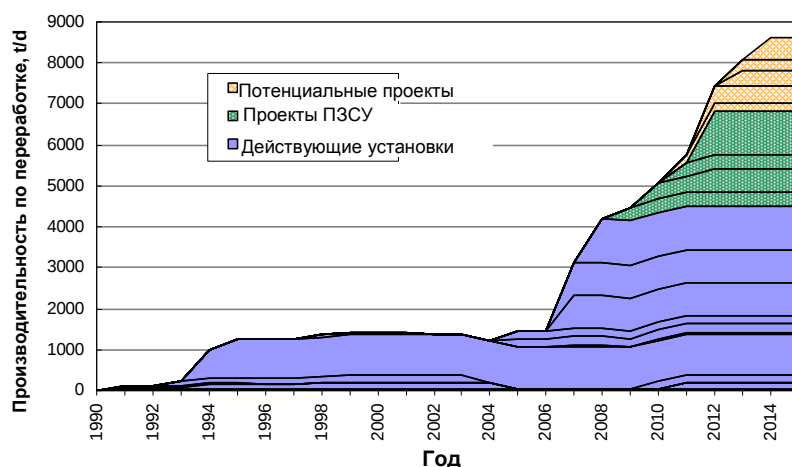


Рис. 1. Установленная мощность технологии BIOX® по концентрату

полнения испытаний и инженерной разработки.

Подробное описание новых установок BIOX®

В данном разделе приводится описание трех самых новых установок BIOX® проектов Богосо, Джингфенг и Кокпатас.

Установка BIOX® Богосо

Золотодобывающее предприятие Богосо, принадлежащее компании Golden Star Resources, находится на юго-западе Ганы, приблизительно в 200 km к западу от столицы г. Аккра. Первая серия циклических испытаний на пригодность концентрата Богосо была выполнена компанией Gencor Process Research в 1996 г. Результаты первых циклических испытаний были весьма обнадеживающими, и в 1998 г. в лаборатории SGS – Lakefield Research Africa были выполнены непрерывные испытания на полупромышленной установке BIOX® на двух валовых пробах концентрата с месторождения Богосо.

Установка BIOX® Богосо имеет проектную производительную мощность 820 t/d концентрата с содержанием 20% сульфидной серы. Установка BIOX® состоит из двух модулей, в каждом модуле семь реакторов BIOX®, за которыми следуют контур отмывки ПТД, контур нейтрализации и контур CIL (сорбционное выщелачивание) для извлечения золота. 13 июня 2005 г. была начата реализация проекта расширения мощности по переработке сульфидных руд на Богосо. Работы по выращиванию инокулята и пусконаладке установки BIOX® были начаты в конце 2006 г. и завершены в середине 2007 г. с выпуском первого золота, полученного в результате переработки на установке BIOX®.

Технология BIOX® достигла этапа в развитии на проекте Богосо с успешным вводом в эксплуатацию самых больших реакторов BIOX®. На предприятии также используется система охлаждения испарительного типа замкнутого цикла. Хотя капитальные затраты в этом случае гораздо выше по сравнению с обычной системой охлаждения открытого цикла, ожидается, что эксплуатационные расходы (включая тех. обслуживание) будут ниже для контура охлаждения замкнутого цикла в результате улучшенного регулирования качества воды, циркулирующей в змеевиках охлаждения. Работы по выращиванию инокулята на проекте Богосо удалось ускорить за счет получения 24 m³ активного инокулята с установки BIOX® проекта Сансу компании AngloGold Ashanti, что позволило начать процесс выращивания инокулята сразу в 100 m³ реакторах.

Установка BIOX® Джингфенг

Месторождение золота Джингфенг, принадлежащее компании Sino Gold Limited, расположено в провинции Гуйчжоу, приблизительно в 240 km к юго-западу от столицы провинции г. Гуйян, в Китайской Народной Республике.

Циклические испытания BIOX® на пробах концентрата Джингфенг были начаты в 2002 г. в лаборатории компании SGS Lakefield Research Africa.

Пробы концентрата показали пригодность для предварительной переработки биоокислением с достижением высоких результатов по окислению сульфидной серы и извлечению золота. После циклических испытаний в 2003 г. была выполнена программа непрерывных испытаний на полупромышленной установке BIOX®.

Первый пакет технологической проектной документации был выдан компании Sino Gold Limited в 2003 г. после успешного заключения Договора о лицензии BIOX® на использование технологии BIOX® для месторождения Джингфенг. Установка была спроектирована с учетом переработки 790 t/d концентрата с содержанием 9,37% сульфидной серы в двух модулях BIOX® при этом каждый модуль включает восемь реакторов по 1000 m³. Время переработки в реакторах BIOX® составляет четверо суток при проектной норме загрузки. За контуром биоокисления следуют стандартный контур отмывки ПТД, контур нейтрализации раствора и контур CIL для извлечения золота.

Банковское ТЭО проекта Джингфенг было выполнено в марте 2004 г., строительство установки было начато в феврале 2005 г. Выращивание инокулята было начато в апреле 2006 г., первое золото получено в марте 2007 г.

Джингфенг сегодня является одним из крупнейших золотодобывающих предприятий в Китае. В настоящее время ведется оптимизация производства на руднике Джингфенг с целью увеличения выпуска золота до оптимального уровня.

На руднике Джингфенг имеются определенные сложности в организации материально-технического обеспечения производства, особенно в сезон дождей, при среднегодовой норме выпадения осадков 1,2 m, сопровождаемый оползнями и штормовым ветром.

В настоящее время на проекте Джингфенг стабильно достигаются показатели производительности в пределах, либо выше, проектных параметров. Установка BIOX® Джингфенг работает исключительно эффективно, с показателями по окислению сульфидной серы намного выше проектных, а также с извлечением золота по схеме BIOX® «уголь в щелоче» выше проектных параметров.

Установка BIOX® Кокпатас

Рудник Кокпатас расположен в пустыне Кызылкумы, в 32 km к северо-востоку от города Учкудук в центральной части Узбекистана. Месторождение находится в ведении Навоийского горно-металлургического комбината, крупнейшего производителя золота в Республике Узбекистан. Руда будет поступать из различных карьеров, в том числе с месторождения Даугызтау, расположенного приблизительно в 140 km от рудника Кокпатас.

Лабораторные испытания, выполненные компанией GENCOR Process Research (GPR) на пробах с карьеров Даугызтау и Кокпатас, показали, что их

сульфидные руды пригодны для обогащения методом флотации. Предварительная переработка флотоконцентрата технологическим процессом BIOX® обеспечила достаточное высвобождение золота для того, чтобы улучшить растворение золота при цианировании до уровня выше 90%.

Результаты полупромышленных испытаний на флотацию и переработку процессом BIOX®, выполненные в 1994 г. в ЮАР, подтвердили положительные результаты лабораторных испытаний и позволили получить достаточно данных для проектирования полномасштабной промышленной установки для переработки сульфидов. В 1997 г. компания GENCOR Process Research выполнила аналогичные испытания в ЮАР на 15-тонной пробе рядовой сульфидной руды с месторождения Кокпатас, причем были получены превосходные результаты.

После заключения Договора о лицензии между НГМК и компанией Biomin Technologies S.A. о предоставлении технологии BIOX® была спроектирована установка BIOX® для переработки флотационного концентрата месторождения Кокпатас в течение 1-й очереди проекта. Проектная производительная мощность по переработке концентрата 1-й очереди проекта составляет 1069 t/d. С вводом 2-й очереди производительность установки будет увеличена до 2137 t/d с вовлечением в производство флотоконцентрата месторождения Даугызтау. Это стало возможным благодаря модульной конструкции участка биоокисления установки BIOX®.

Установка BIOX® 1-й очереди состоит из четырех модулей. Каждый модуль имеет по три первичных и три вторичных реактора. Типоразмер сгустителей противоточной декантации (ПТД) был определен с учетом полной производительности, достигаемой с вводом 2-й очереди установки. При вводе в эксплуатацию 2-й очереди будет добавлено четыре дополнительных модуля BIOX®, и будет увеличена производительность установки нейтрализации. Мощности по подаче воды охлаждения и воздуха будут увеличены соответствующим образом.

Рабочее проектирование 1-й очереди участка BIOX® было выполнено институтом O'zGEOTEKHLITI в Узбекистане, при этом изготовление части оборудования, строительство и монтаж электрической части были выполнены местными подрядчиками. Общестроительные работы по фундаментам реакторов BIOX® 1-й очереди были начаты июле 2005 г., а пусконаладка 1-й очереди в середине 2008 г. Нарращивание производственных мощностей происходило постепенно, и фабрика вышла на проектные показатели по четырем модулям BIOX® в начале 2009 г. В настоящее время специалисты компании Gold Fields осуществляют оптимизацию производственного процесса по окислению сульфидов и расходу реагентов.

Новые проекты BIOX® на стадии развития

В настоящее время четыре проекта BIOX® находятся на различных стадиях проектирования и строительства. Два из них представляют собой проекты расширения мощности действующих установок BIOX®, два других - новые проекты BIOX®.

Производительная мощность установки BIOX® проекта Суздальский в Казахстане расширяется с 196 t/d концентрата до более чем 520 t/d. Показатели будут достигнуты за счет дублирования существующего контура BIOX® и обеспечения дополнительных мощностей по подаче воды охлаждения и сжатого воздуха. Концентрация твердой фазы в подаче также немного увеличена для того, чтобы обеспечить достаточное время пребывания материала в реакторах BIOX®. Будет построен новый контур ПТД, будет увеличено количество реакторов нейтрализации с учетом более высокой производительности по переработке концентрата.

Начаты работы по планированию 2-й очереди установки Кокпатас в Узбекистане с целью увеличения производительности установки вдвое до 2163 t/d концентрата. Это будет достигнуто за счет дублирования 1-й очереди установки BIOX®. Производительность контура ПТД 1-й очереди была определена с учетом 2-й очереди, количество реакторов нейтрализации будет увеличено. Мощность систем подачи сжатого воздуха и градиен будет также увеличена с учетом увеличения потребности в аэрации и увеличения тепловых нагрузок.

Проект Амантайтау также расположен в центральной части Узбекистана возле города Зарафшан. Этот проект также будет осуществлен в два этапа. 1-я очередь установки BIOX® будет иметь проектную мощность 376 t/d концентрата с увеличением до 564 t/d в течение 2-й очереди проекта. Содержание сульфидной серы в концентрате может достигать 36% вследствие высокого содержания сульфидной серы в руде месторождения.

Проект Майское расположен в Чукотском автономном округе в России. Установка BIOX® будет иметь проектную мощность 350 t/d концентрата. Суровые климатические условия в этом регионе вызывают ряд технических сложностей, начиная с относительно короткого периода навигации в летние месяцы. Температура окружающей среды поднимается выше нуля в течение всего двух месяцев в году.

Технологический процесс BIOX® при температурах ниже нуля

Установка BIOX® проекта Суздальский завод находится около города Семипалатинска в Казахстане. Установка BIOX® имеет проектную мощность 196 t/d концентрата с содержанием 12% сульфидной серы. Участок BIOX® включает 6 реакторов по 650 м³, установленных в стандартной конфигурации: три первичных и три вторичных реактора.

Работа над проектированием установки для проекта Суздальский была весьма интересной ввиду экстремальных местных климатических условий. В ходе проектирования необходимо было учитывать условия жаркого и влажного лета, и гарантировать, что градирни выполняют свое функциональное назначение в этих условиях.

Более серьезной задачей все же было выполнить проектирование с учетом зимних условий, когда температура опускается до -45°C , без учета коэффициента охлаждения ветром. По этой причине основная часть установки размещена в помещении, при этом снаружи были установлены только реакторы BIOX® и градирни. Мостки в верхней части реакторов BIOX® укрыты навесами для того, чтобы защитить эксплуатационный персонал от экстремальных климатических условий при отборе проб.

С учетом того, что процесс BIOX® является экзотермическим были проведены масштабные работы по моделированию условий, чтобы убедиться в том, что процесс генерирует достаточно тепла для поддержания температуры в реакторах BIOX® даже в самых холодных условиях. Результаты моделирования показали, что реакторы BIOX® необходимо охлаждать даже в самых холодных условиях. Были выполнены также серьезные проработки для учета перебоев и незапланированных отключений энергопитания для того, чтобы гарантировать, что реакторы не замерзнут в случае длительных простоев.

Установка BIOX® проекта Суздальский к настоящему времени проработала в течение трех зим и зарекомендовала себя очень хорошо. До сих пор не было проблем с поддержанием температуры в первичных реакторах даже при более низких нормах подачи серы, чем первоначально ожидалось в течение первого года эксплуатации. Проект Суздальский убедительно доказал, что BIOX® является не только экономически эффективной технологией, чтобы рассмотреть для приложений температуры ниже нуля, но также что он имеет определенные преимущества перед другими технологиями. Преимущество заключается в модульной конструкции установки и в количестве реакторных стадий. Даже если один или несколько реакторов будут отключены, не возникает необходимости останавливать оставшуюся часть перерабатывающей установки, и работа может быть продолжена в нормальном режиме. Для других технологий в случае, если процесс переработки остановлен на какой-нибудь отрезок времени, все остальные участки обогатительной установки должны быть остановлены, а такая ситуация может быть катастрофической в условиях температур ниже нуля.

Эффективная работа установки BIOX® проекта Суздальский доказала и окончательно устранила все сомнения в том, что

технология BIOX® может успешно применяться в условиях отрицательных температур.

Научные исследования и опытно-конструкторские разработки

Технологический процесс BIOX® находится в промышленной эксплуатации уже почти 20 лет. В течение всего этого времени компания Gold Fields (и до этого компания Gencor) постоянно уделяет особое внимание исследовательской работе, направленной на повышение эффективности технологии и усовершенствования конструкции промышленных реакторов. Поддержание активной научно-исследовательской деятельности является важным условием обеспечения долгосрочной рентабельности технологии. В этих целях компания Gold Fields разработала программу стратегических научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ, направленных на оптимизацию основных капитальных и эксплуатационных затрат в технологии BIOX®.

Данная программа реализуется поэтапно, уделяя первоочередное внимание наиболее приоритетным задачам.

На рис. 2 показано распределение капитальной стоимости для типичной установки BIOX®. На графике видно, что стоимость нержавеющей стали для реакторов BIOX® и нейтрализации составляет приблизительно 35% стоимости установленного оборудования, затем следуют мешалки – приблизительно 27% и воздуходувки – 13%.

На рис. 3 показано распределение эксплуатационных затрат для четырех действующих установок BIOX®. Как видно, от 40% до 50% эксплуатационных затрат приходится на электроэнергию, и от 30% до 45% – на реагенты.

Распределение затрат на реагенты для тех же самых четырех установок показаны на рис. 4. Как видно, основная часть затрат приходится на регулирование уровня pH, и составляет ~70% затрат на реагенты, однако эта пропорция может варьироваться от 40% до 85%, в зависимости от относительной стоимости реагентов и норм расхода. Эти

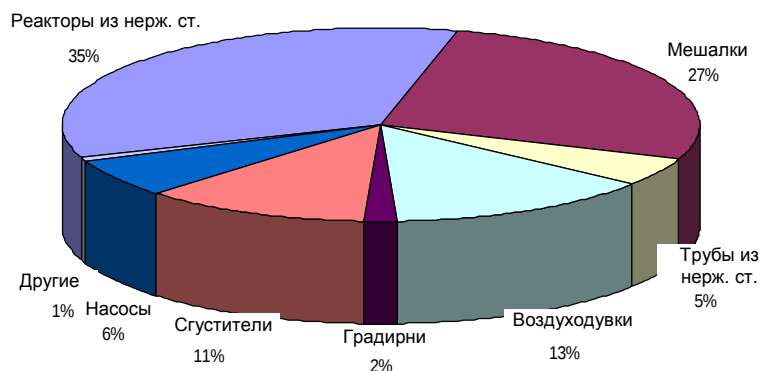


Рис. 2. Распределение стоимости установленного оборудования установки BIOX®

затраты включают реагенты на регулирование уровня pH в процессе BIOX®, а также на нейтрализацию кислотного раствора.

Затраты на питательные вещества, как правило, довольно низки и составляют менее 20%, и могут составлять даже 4% после выполнения специальной программы оптимизации расхода питательных веществ. Исключение составляет установка В, на которой затраты на питательные вещества исключительно высоки, но это связано с низкими затратами на нейтрализацию, а также с тем, что данная установка была не так давно введена в эксплуатацию и на ней еще предстоит выполнить программу оптимизации расхода питательных веществ. Остальные реагенты составляют обычно менее 10% всех затрат на реагенты.

Затраты на цианирование продукта BIOX® не включены в вышеуказанные эксплуатационные расходы. Анализ эксплуатационных расходов контура «уголь в щелоке» на тех же самых четырех установках BIOX® показал, что реагенты составляют от 70% до 90% эксплуатационных затрат, при этом цианид составляет 65% затрат на реагенты.

Было определено четыре направления научно-исследовательских и проектно-конструкторских

работ, направленных на оптимизацию вышеуказанных капитальных и эксплуатационных затрат:

- разработка усовершенствованной системы перемешивания;
- оптимизация процесса BIOX®, направленная на сокращение времени переработки в процессе BIOX® и на сокращение затрат на реагенты;
- изучение альтернативных строительных материалов;
- оптимизация цианирования.

В рамках указанных направлений был определен и успешно осуществляется ряд научно-исследовательских и проектно-конструкторских проектов. Ниже рассказывается об основных проектах, которые в настоящее время находятся в стадии реализации.

Разработка улучшенной системы перемешивания

Технология импеллеров осевого потока в реакторах биоокисления традиционно основана на концепции нагнетания вниз. Импеллер перемещает пульпу в направлении вниз с целью увеличения времени пребывания воздуха в реакторе. В настоящее время разрабатываются альтернативные системы перемешивания с целью сократить общую потребляемую мощность для насыщения пульпы кислородом и диспергирования воздуха. Одним из исследуемых вариантов является применение в реакторах биоокисления импеллеров осевого потока с эффектом нагнетания вверх.

Была выполнена обширная программа лабораторных испытаний, в ходе которой были испытаны различные комбинации импеллеров в 500-литровых реакторах с применением импеллеров производства компании Lightnin: A310, A315 и A340. Были выполнены сравнительные оценки применения различных сочетаний этих импеллеров друг с другом, а показатели импеллера A315 были использованы в качестве исходных. При этом основной задачей ставилось добиться снижения мощности на единицу объема, а также снижения потребности в подаче сжатого воздуха, и в то же время обеспечить высокоэффективный перенос массы кислорода.

Конфигурация, показавшая наилучшие результаты в ходе программы лабораторных испытаний, была испытана в большем масштабе в опытном реакторе в объеме 20 м³ на установке BIOX® Фэйрвью. Выбранная конфигурация была испытана в тех же условиях, что и в лаборатории, с определением величины мощности, переноса массы кислорода и мощности на единицу объема с использованием показателей импеллера A315 в качестве исходных. На заключительном этапе данный импеллер был испытан в условиях BIOX®, при этом опытный реактор был использован в качестве первичного реактора BIOX®. Персонал установки BIOX® Фэйрвью оказал неоценимую помощь и поддержку в реали-

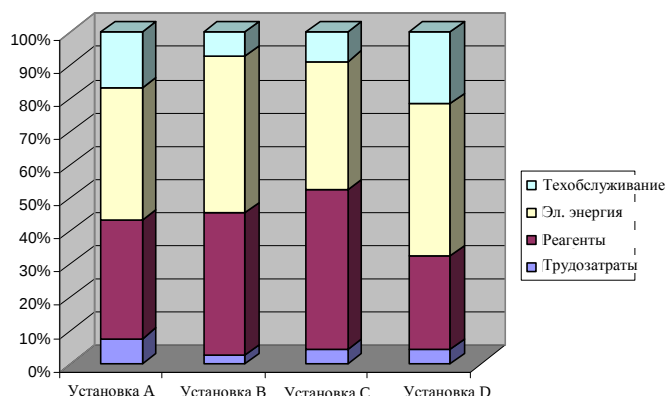


Рис. 3. Распределение эксплуатационных затрат для четырех установок BIOX®

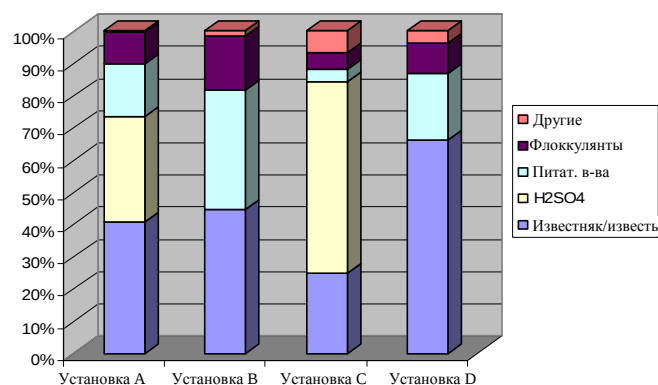


Рис. 4. Распределение затрат на реагенты для четырех установок BIOX®

зации этих испытаний. Результаты испытаний до настоящего времени выглядят весьма обнадеживающими в достижении главных целей.

Оптимизация процесса BIOX®

Существует ряд факторов, определяющих степень окисления сульфидной серы. К ним относятся как эксплуатационные параметры BIOX®, так и свойства концентрата. Технологический процесс BIOX® эксплуатируется в промышленных масштабах в течение 20 лет и его эксплуатационный режим четко определен. Однако по результатам, полученным с действующих установок BIOX®, мы видим, что бактерии BIOX® способны справиться с условиями, выходящими за рамки стандартных эксплуатационных параметров. Было принято решение начать работы над исследовательским проектом с целью изучения воздействия изменения определенных условий эксплуатации, а также характеристик концентрата на характеристики производительности технологического процесса. Цели программы состояли в том, чтобы сократить время переработки материала в процессе BIOX®, и посредством этого сократить капитальные затраты и снизить нормы расхода реагентов.

Вследствие того, что предстояло исследовать целый ряд потенциальных параметров, была составлена поэтапная программа. Начальная серия испытаний ставила целью изучение воздействия следующих параметров:

- колебания плотности подачи BIOX®;
- воздействие тонкого измельчения концентрата;
- воздействие удаления раствора BIOX® для регулирования концентрации трехвалентного железа в первичных реакторах;
- воздействие уровня pH на последней стадии биоокисления.

Испытания были выполнены в непрерывном режиме в 120-литровой полупромышленной установке, инсталлированной на площадке BIOX® Фэйрвью. Полупромышленная установка работала в общей сложности в течение 6 месяцев с использованием в качестве материала подачи валовой пробы концентрата Фэйрвью, отобранной за 7-дневный период. Циклические испытания на пригодность к переработке также были выполнены на пробах концентрата с использованием условий, аналогичных условиям на полупромышленной установке. В будущем программа испытаний будет расширена с включением в ее состав других параметров.

Строительные материалы

Нержавеющая сталь для реакторов BIOX® является одной из основных позиций капитальной стоимости для любой новой установки BIOX®. По этой причине компания Gold Fields постоянно оценивает рабочие характеристики различных и потенциально более дешевых марок нержавеющей стали в условиях процесса BIOX®. Также были выполнены ис-

пытания различных видов покрытия для низкоуглеродистой стали, поскольку реактор из низкоуглеродистой стали с покрытием, возможно, может иметь свои преимущества в отношении стоимости при условии, что покрытие сможет выдержать эксплуатационные условия в реакторе BIOX®. Испытания были проведены как в анаэробных условиях, как правило, находящихся в сгустителях ПТД, так и в аэробных условиях, находящихся в реакторах BIOX®.

Были подготовлены три группы испытательных стендов и смонтированы в установке BIOX® Фостервиль в Австралии. Испытательные стенды содержали тестовые образцы ряда марок стали, в том числе 304, 316, 317, 2205 и LDX2101. В установку также поместили ряд образцов из низкоуглеродистой стали, с нанесенными различными видами покрытий. Образцы будут извлечены для оценки по истечении 6, 12 и 24 месяцев. Фостервиль был выбран в качестве испытательного полигона в связи с относительно высоким содержанием хлоридов в местной воде – в среднем около 600 промилле.

Сочетание мезофильного и термофильного процессов биоокисления.

Как показали испытания, использование теплолюбивых, или термофильных, микроорганизмов может обеспечить почти полное окисление всех промежуточных форм серы, таким образом, значительно снижая формирование тиоцианатов при цианировании продукта биоокисления. Это даст значительное сокращение расхода цианида при выщелачивании с потенциально нулевыми потерями в извлечении золота. Однако использование термофильных микроорганизмов имеет свою цену.

Увеличение капитальной стоимости: Данные микроорганизмы (термоацидофильные археи) работают в диапазоне температур от 65 до 80°C, и это повышает коррозионные свойства кислотной биовыщелачивающей пульпы. В таких установках не могут использоваться стандартные сорта аустенитной нержавеющей стали, и для изготовления реакторов требуются более экзотические строительные материалы, например, дуплексные нержавеющие стали или бетонные резервуары с кислотостойкой футеровкой. Процесс работает при пониженных концентрациях твердой фазы, но это компенсируется более быстрой кинетикой реакции.

Увеличение эксплуатационных затрат: Равновесная растворимость кислорода в воде очень низка при таких высоких температурах, и необходимо насыщение кислородом воздуха, подаваемого в пульпу для обеспечения заданной степени массопереноса кислорода в реакторах. Расход воды также увеличивается вследствие увеличения интенсивности испарения при повышенных рабочих температурах. Кроме этого, насыщение кислородом может потребоваться с целью уменьшения объема воздуха, проходящего через реакторы.

Было предложено применить сочетание мезофильных и термофильных микроорганизмов в процессе для того, чтобы лучше использовать преимущества различных штаммов микробов. В этом процессе мезофильные бактерии BIOX[®] используются на первичной стадии окисления, для достижения приблизительно 70%-ого окисления сульфидной серы. Процесс BIOX[®] является надежной, относительно дешевой и хорошо зарекомендовавшей себя технологией. Затем следует термофильная стадия окисления для завершения окисления, в особенности промежуточных форм серы. В течение последних пяти лет был выполнен целый ряд программ по циклическим и непрерывным испытаниям с применением такого процесса.

На установке BIOX[®] Фэйрвью была выполнена программа крупномасштабных испытаний на термофильной полупромышленной установке с целью тестирования процесса в условиях, которые могут возникнуть в ходе полномасштабной эксплуатации и получения данных для проектирования промышленной термофильной установки в Фэйрвью. В ходе испытаний были использованы пробы слива первичных реакторов установки Фэйрвью в качестве материала подачи на термофильную установку. Полупромышленная установка работала в течение 6 месяцев, были проанализированы различные параметры для оптимизации технологического процесса. Осуществлялся ежедневный контроль степени окисления, а также степени извлечения золота и расхода цианида в процессе выщелачивания окисленного продукта.

Результаты программы испытаний были весьма обнадеживающими, и было отмечено, что для термофильной стадии потребовалось очень небольшое время пребывания материала в процессе, при поддержании популяции бактерий и обеспечении заданной степени окисления сульфидной серы. Установка также была в состоянии работать при более высоких концентрациях твердой фазы, чем первоначально ожидалось, и также выяснилось, что не было необходимости в стадии удаления раствора

между стадиями BIOX[®] и термофильного окисления. Показатели степени окисления сульфидной серы поддерживались на том же уровне, либо выше, по сравнению с установкой BIOX[®], а также были достигнуты аналогичные степени извлечения золота при значительно сниженном расходе цианида.

Выводы

Технология BIOX[®] находится в промышленной эксплуатации уже более 20 лет. Технология зарекомендовала себя как надежный технологический процесс, идеально подходящий для отдаленных районов. Возросший интерес к данной технологии, о котором свидетельствует ряд новых проектов BIOX[®], недавно введенных в эксплуатацию, а также находящихся в стадии развития, подтверждает, что эта технология имеет существенные преимущества по сравнению с другими процессами обогащения трудноперерабатываемых руд.

Суммарная установленная мощность восьми действующих установок BIOX[®] по всему миру в настоящее время составляет 4500 t/d, и, как ожидается, в 2009 г. будет произведено 1,5 млн. унций золота с использованием технологии BIOX[®].

Опыт эксплуатации установки проекта Суздальский в течение последних нескольких лет подтвердил, что технология BIOX[®] может успешно применяться на проектах, расположенных в холодных климатических зонах. Технология BIOX[®] по-прежнему имеет определенные преимущества перед другими обогащающими процессами, в числе которых высокая степень эксплуатационной готовности оборудования, а также возможность бесперебойной работы даже при отключении ряда реакторов.

Кроме этого, компания Gold Fields осуществляет поэтапную программу научно-исследовательских опытно-конструкторских работ, в целях обеспечения постоянного усовершенствования технологии. Данная программа направлена на оптимизацию основных позиций капитальных и эксплуатационных затрат, а именно энергопотребление для аэрации и перемешивания, время переработки в процессе BIOX[®] и расход цианида.

УДК 622.775

© Готов Г.Н. 2009 г.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СПОСОБОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Готов Г.Н., зам. главного геолога ГП НГМК, канд. техн. наук

При проектировании и разработке пластово-инфильтрационных урановых месторождений скважинным способом подземного выщелачивания

(СПВ) определяющее значение для эффективности ПВ имеет правильный выбор систем разработки, основными элементами которых являются: схемы

размещения технологических скважин, их режимы работы и концентрация реагентов рабочих растворов. Выбор тех или иных систем разработок и их вариантов осуществляется путем их сравнительной оценки по главному экономическому критерию - минимальной себестоимости добычи урана.

На объектах ПВ комбината для отработки широких залежей в зависимости от их строения, условий залегания, сочетания благоприятных и благоприятствующих факторов ПВ [1-3] применяются в основном схемы с ячеистым и линейным расположением технологических скважин. Ячеистые схемы расположения скважин представляют собой равномерное чередование на площади рудных залежей откачных и закачных скважин, образующих между собой ячейки (треугольные, квадратные, гексагональные и т.д.) Линейные схемы скважин состоят из последовательно чередующихся рядов закачных и откачных скважин. При ячеистом или линейном расположении скважин добычные ячейки состоят из одной откачной и двух-трех и более закачных скважин. На объектах ПВ комбината в 2008 г. на одну откачную скважину в среднем приходилось 3, 4 закачные скважины.

В ПВ урана основные затраты связаны с добычным комплексом (расходы на бурение и сооружение технологических скважин-ГПР; расходы на реагенты для выщелачивания урана в недрах). Эти две статьи затрат занимают ведущее место в структуре цеховой себестоимости добычи и вместе могут составлять до 80% всех затрат (рис. 1); для сравнения - затраты на перерабатывающем комплексе (переработка продуктивных растворов) составляет лишь 4-6% в структуре цеховой себестоимости.

Очевидно, что эффективность ПВ урана в первую очередь зависит от слаженной и результативной работы всех звеньев добычного комплекса, в том числе и по подъему и транспортировке растворов на перерабатывающий комплекс (УПР).

Снижение материальных затрат и денежных средств на добычном комплексе является актуальной задачей, особенно в условиях снижения качества обрабатываемых запасов, усложнения технологий, больших глубин освоения рудных залежей месторождений (в перспективе освоение залежей на глубине 600 м и более).

Решить эту задачу предлагается следующими способами:

Первый способ рассматривает применение схем с ячеистым или линейным расположением технологических скважин с увеличенными площадями добычных ячеек (средняя площадь добычной ячейки на объектах ПВ в 2008 г. составила ~3200 м², а средний дебит откачной скважины - 7,2 м³/h). В этом случае уве-

личение площади добычной ячейки ведет к сокращению объемов бурения и сооружения технологических скважин (соответственно и денежных затрат), но в тоже время при одном и том же дебите откачной скважины: увеличивается время отработки и соответственно растут затраты на обслуживание технологических скважин; растут расходы реагента и затраты на добычу, снижается содержание урана в продуктивных растворах и увеличиваются затраты на переработку растворов на УПР и на их транспортировку. В каждом конкретном случае увеличение площади добычной ячейки должно обосновываться экономическими расчетами. Возможность этого способа ограничена пределом, ниже которого его применение становится экономически не выгодным.

Второй способ также предусматривает применение ячеистых и линейных схем с увеличенными площадями добычных ячеек, но при этом расширение площади добычной ячейки должно компенсироваться увеличением дебита откачной за счет применения соответствующих типов погружных насосов. При этом соответствие дебита откачной скважины площади добычной ячейки должно контролироваться численными значениями важного параметра ПВ - интенсивностью фильтрационной проработки одной тонны выщелачиваемой горнорудной массы ($J \text{ м}^3/\text{т} \cdot \text{кВ}$), который рассчитывается по формуле:

$$J = \frac{2200 \cdot V(0) \cdot K_{\text{н}}}{S_{\text{яч}} \cdot M_{\text{г}} \cdot j} \cdot \frac{m^3}{m} / \text{кВ},$$

где 2200- годовой фонд времени в квартале, h;

$V(0)$ - дебит откачной скважины, м³/h;

$K_{\text{н}}$ - коэффициент использования откачной скважины, доли ед. (из практики он равен 0,80-0,90 и более);

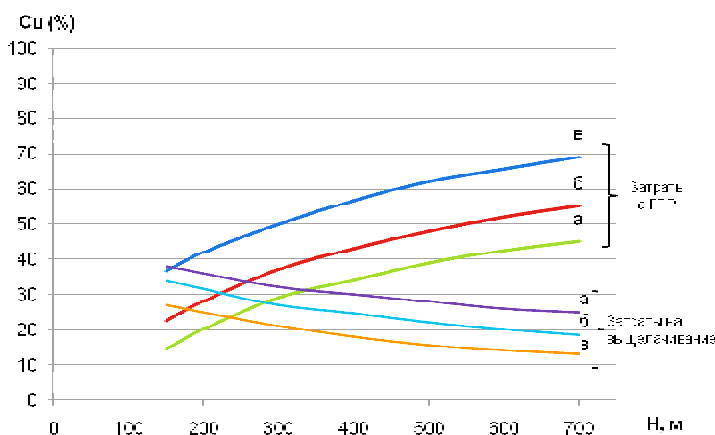


Рис. 1. Относительные затраты на горноподготовительные работы и на выщелачивание урана в недрах в структуре цеховой себестоимости добычи урана ($C_{\text{ц}}$) в зависимости от глубины отработки месторождения (H) м. Для условий: 1. На одну откачную скважину приходится три закачных; 2. Площадь ячейки: а) 6500 м², б) 4200 м², в) 2400 м²

$S_{яч}$ – площадь приходящаяся на добычную ячейку, m^2 ;

j – объемная масса руд, t/m^3 .

Для эффективного ведения процесса ПВ оптимальные численные значения этого параметра должны находиться в пределах $0,200 \div 0,250 m^3/t \cdot kV$.

Область применения этого способа, зависит от технических возможностей погружных насосов. Например, при производительности погружного насоса $50 m^3/h$, мощности рудовмещающего горизонта $15 m$ и объемной массе $1,6 t/m^3$ площадь добычной ячейки составит $17000 m^2$.

Системы разработок с ячеистым и линейным расположением технологических скважин просты в исполнении и управлении, но они не гарантируют выполнение основного принципа – ведение процесса ПВ в режимах баланса закачных (выщелачивающих) и откачных (продуктивных) растворов.

Особенно этот дисбаланс проявляется в торцевых (открытых) ячейках и в закачных рядах скважин продольных схем ПВ. В этих случаях выщелачивающие растворы с растворенным ураном обнаруживались наблюдательными и контрольными

ми скважинами на расстояниях $50-100 m$ и более за контуром рудных залежей, тем самым увеличивались потери в недрах.

Третий способ основан на применении системы универсальных технологических скважин двойного действия для отработки рудных залежей месторождений.

Скважины по своей конструкции могут использоваться как для закачки выщелачивающих растворов в рудовмещающий горизонт, так и для откачки продуктивных растворов на поверхность земли.

В этой системе добычная ячейка состоит из одной универсальной скважины. Граничные условия применения этой системы разработки аналогичны граничным условиям систем с ячеистым и линейным расположением технологических скважин.

Применение этого способа позволяет осуществлять процесс ПВ в оптимальных объемах выщелачиваемой горнорудной массы и управлять объемами и потоками выщелачивающих и продуктивных растворов в каждой отдельно взятой добычной ячейки, а также исключить химическую чистку скважин за счет их саморасколюматации.

Сущность способа поясняется на рис. 2, где представлены план расположения технологических скважин и схема залежи в период её отработки.

Способ осуществляется в следующей последовательности.

На площади залежи, или ее какой-то части равномерно, через определенные рассчитываемые расстояния, (расстояния зависят от конфигурации и ширины залежи, её изменчивости, характера фильтрационных свойств, продуктивности, эффективной мощности рудовмещающего горизонта и т.д.) бурят технологические скважины двойного действия (5), которые по своей конструкции могут использоваться как для закачки выщелачивающих растворов в рудовмещающий горизонт (1), ограниченный верхним (2) и нижним (4) водоупорами, так и для откачки продуктивных растворов на поверхность земли, при этом фильтры (6) скважин устанавливаются на руду. Технологические скважины располагаются таким образом, чтобы добычные ячейки обслуживали (отрабатывали) равные площади.

После разбуривания скважин и перед началом отработки залежи для каждой скважины (ячейки) технологического блока определяется опти-

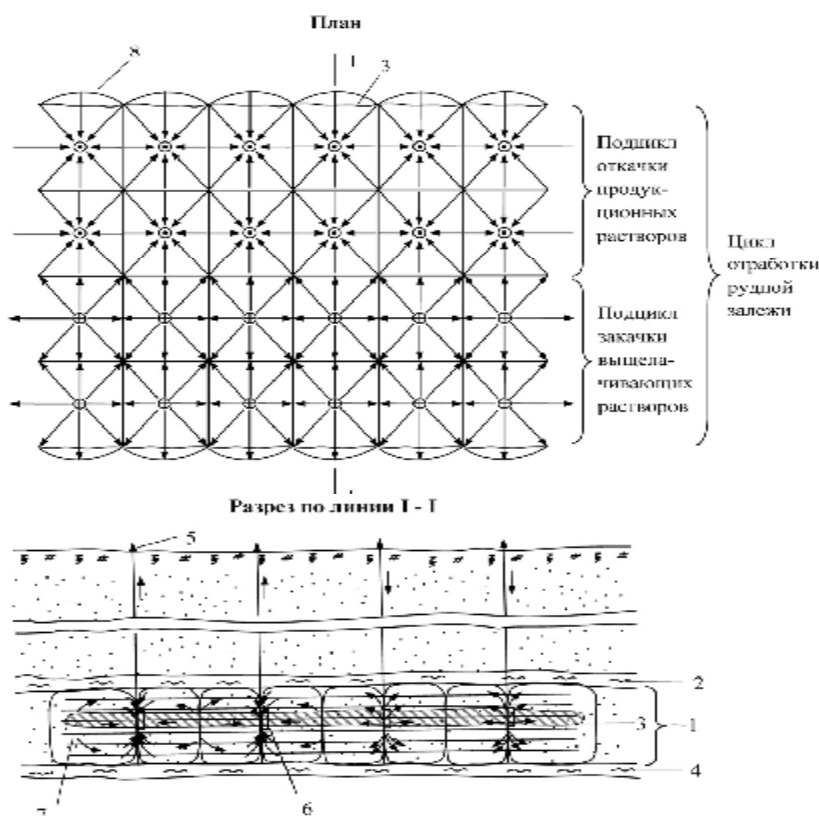


Рис. 2. План расположения скважин и схема залежи в период ее отработки: 1 - рудовмещающий горизонт; 2 - верхний водоупор рудовмещающего горизонта; 3 - залежь полезного ископаемого (ПИ); 4 - нижний водоупор рудовмещающего горизонта; 5 - технологические скважины; 6 - фильтры скважин; 7 - оптимальный объем выщелачиваемой (прорабатываемый растворами) горнорудной массы (ГРМ); 8 - границы площади растекания выщелачивающих и продуктивных растворов

мальный объем горнорудной массы, прорабатываемой растворами, и в котором будет протекать процесс ПВ. Для этого оптимального объема ГРМ рассчитывается необходимое количество выщелачивающих и продуктивных растворов по формулам:

$$V = S_{\text{рудн}} \cdot M_{\text{эф}} \cdot f \cdot 1,125, \text{ м}^3, \quad (1)$$

$$V = S_{\text{рудн}} \cdot M_{\text{эф}} \cdot f, \text{ м}^3, \quad (2)$$

где $S_{\text{рудн}}$ – рудная площадь, приходящаяся на одну технологическую скважину (ячейку) м^2 ;

$M_{\text{эф}}$ – эффективная мощность рудовмещающего горизонта, м;

f – величина эффективной пористости рудовмещающего горизонта, доли ед;

1,125 – коэффициент, учитывающий растекание выщелачивающих растворов за контур рудной залежи (8) для отработки оторочки забалансовых руд.

Формула 1 применима для расчета объемов торцевых ячеек, формула 2 – для центральных ячеек.

Например, для торцевой ячейки (рудная площадь 1600 м^2), эффективная мощность 12 м, эффективная пористость 0,20, количество выщелачивающих и продуктивных растворов составит:

$$V = 1600 \text{ м}^2 \cdot 12 \text{ м} \cdot 0,20 \cdot 1,125 = 4320 \text{ м}^3.$$

Технологический блок условно делится на две равные части. Оработка блока ведется циклами, состоящими из подциклов закачки выщелачивающих и подциклов откачки продуктивных растворов.

Оработка начинается с того, что во все технологические скважины одной (первой) половины блока одновременно начинается закачка выщелачивающих растворов в рассчитанных объемах для перевода урана в жидкую фазу в недрах.

Продолжительность закачки по каждой скважине будет зависеть от объемов закачки и приемистости скважин.

По достижении необходимого количества закачиваемых в рудовмещающий горизонт выщелачивающих растворов скважины отключаются от закачного коллектора (окончание подцикла закачки).

Подцикл откачки продуктивных растворов в первой половине блока начинается только после того, как будет завершен полностью подцикл закачки выщелачивающих растворов по всем скважинам первой половины блока.

Откачка продуктивных растворов из скважин

проводится также в пределах рассчитанных количеств (объемов) и с обратной последовательностью до завершения откачки продуктивных растворов из последней скважины (окончание подцикла откачки). Подциклом откачки продуктивных растворов завершается один полный цикл отработки одной (первой) половины эксплуатационного блока. Затем, последовательно, выполняются все последующие (2-ой, 3-ий, и т.д.) циклы до полной отработки запасов урана.

Для соблюдения режимов баланса закачных и откачных растворов, а также для управления потоками растворов в блоке должны выполняться следующие условия: в одной (первой) половине блока производится закачка растворов, в другой (второй) половине блока – откачка растворов, и наоборот – в первой половине блока производится откачка растворов, во второй половине блока – закачка растворов.

Смена режимов закачки-откачки растворов в блоке проводится неоднократно, до полной отработки запасов в блоке. Критерием окончания отработки запасов в блоке является стабильное падение содержания урана в продуктивных откачных растворах до минимально промышленных кондиций, когда их переработка становится нерентабельной.

Эта система проста в исполнении, но имеет сложности в управлении – требует четкой исполнительской дисциплины в выдерживании режимов и в управлении потоками растворов на основе более широкого использования измерительных приборов (расходомеров, ротаметров).

Внедрение этой системы разработки существенно и кардинальным образом повысит эффективность ПВ.

Эффективность будет зависеть от объемов добычи – чем больше добыча, тем выше эффективность, и достигается за счет:

1. Снижения потерь урана в недрах на 10-20%.
2. Уменьшения расхода реагента (кислоты) на 20-25%.
3. Сокращения объемов продуктивных растворов, перерабатываемых на УПР, на 20-30% за счет повышения их качества.
4. Сокращения в два-три раза объемов бурения и сооружения технологических скважин.

Все это приведет к снижению цеховой себестоимости добычи урана на 30-40% и более.

Список литературы:

1. Горный Вестник Узбекистана №36 2008 г. 70-73.
2. Разработка и внедрение модели процесса подземного выщелачивания гидрогенных месторождений урана с целью прогнозирования геотехнологических показателей. Глотов Г.Н., диссертация, фонд НГМК.
3. Методическое руководство для проектирования скважинных систем на предприятиях НГМК, разрабатывающих пластово-инфильтрационные месторождения урана способом подземного выщелачивания. Глотов Г.Н., Еременко А.Н., Скрипник А.Б., 1998 г., фонды НГМК.

СЕГРЕГАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ СЕЛЕКТИВНОЙ РАЗРАБОТКЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

Наимова Р.Ш., декан Зарафшанского ОТФ НГГИ, канд. техн. наук; Фурсов А.И., студент НГГИ

Сегрегация есть физический процесс разделения сыпучего материала по крупности при отсыпке его на наклонную поверхность отвальных тел. Эффект сегрегации широко используется в практике обогащения руд черных и цветных металлов. Для повышения эффективности разделительного процесса в обогащении разработаны способы и средства на основе использования гравитационных сил, тангенциальной и нормальной вибраций. Эффект сегрегации проявляется также в газообразной и жидкой среде, что используется в химической промышленности.

В условиях горного производства процесс сегрегации проявляется при отсыпке отвалов, формировании рудных складов различного функционального назначения как на карьерах, так и на промплощадке горно-обогатительных предприятий.

Сегрегационный процесс, происходящий при отсыпке отвалов, является разделительным. Сегрегация сыпучего материала по крупности при формировании отвалов представляет собой сложный физический процесс, зависящий от множества факторов: физико-механических свойств; геометрических параметров поверхности отвального откоса; гранулометрического состава породы, формы

и размера кусков породы, параметров отвалообразования, производительности отсыпки, скорости движения кусков при выгрузке из транспортных средств.

Основная закономерность сегрегации отчетливо просматривается при визуальном анализе поверхности откосов отвалов: концентрация мелких фракций в верхней части откосов, крупных фракций – в нижней их части. Однако для решения широкого круга инженерных, технологических и экологических задач необходимо знать изменение гранулометрического состава, пористости, коэффициента фильтрации, насыпной плотности пород и других показателей по всей высоте отвала.

На ряде месторождений выявлена устойчивая статистическая закономерность: качественные показатели мелких фракций минерального сырья значительно отличаются от соответствующих характеристик в крупных классах.

Это обстоятельство можно использовать при разработке технологии рудоподготовки в карьерах, основой которой являются разделительные операции (селекция, грохочение и т.д.). В этих условиях знание законов сегрегации приобретает важное практическое значение.

Выполненные ранее исследования и данные, показывают, что процесс сегрегации при формировании отвала с использованием автомобильного и конвейерного транспорта различен.

Результаты расчетов, выполненных по разработанной математической модели [1, 2] разделения исходного потока сыпучего материала на поверхности откоса автомобильного отвала показали, что конечным результатом является гранулометрическая характеристика сыпучего материала в любом сечении откоса отвала (рис. 1-3).

Эта величина зависит от физико-механических свойств сыпучего материала, горнотехнических факторов и параметров горно-транспортного оборудования.

Модель учитывает следующие параметры: коэффициент пограничного слоя, коэффициент потерь

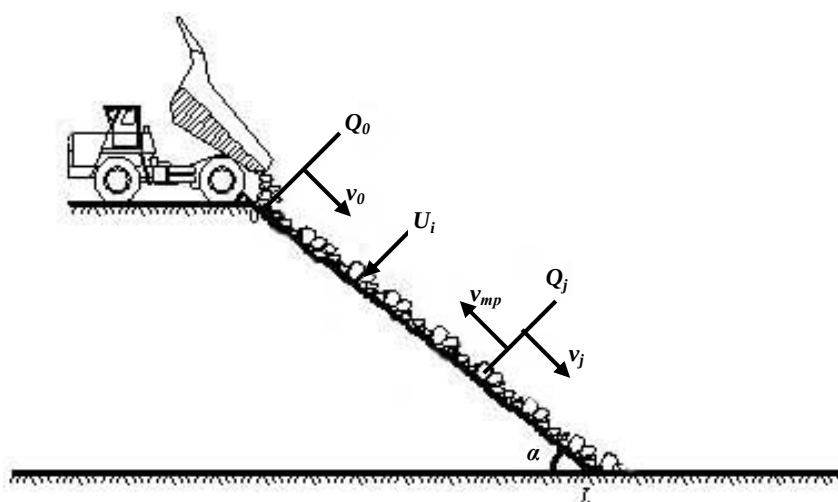


Рис. 1. Схема разделения потока сыпучего материала по шероховатой наклонной поверхности отвала: Q_0 – величина начального потока; Q_j – величина потока на откосе; v_0 – начальная скорость движения по откосу; v_{np} – скорость торможения за счет силы трения; U_i – инерционная скорость; U_i – нормальная составляющая от веса горной массы; α – угол откоса отвала; L – длина откоса

на трение, потеря скорости частицей сыпучего материала за счет сил трения, динамический коэффициент, глубина шероховатости (рис. 1). Основным конечным результатом разработанной математической модели является гранулометрическая характеристика сыпучего материалов в любом сечении откоса отвала, определяемая по совокупности рассчитанных значений выхода кусков породы заданного размера.

При определении влияния высоты насыпных объектов на процесс сегрегации горной массы на основе теоретической модели построены гистограммы определения грансостава горной массы по вышеприведенным параметрам отвалов (рис. 2). Сравнительный анализ полученных графиков показывает значительное отличие распределения гранулометрического состава по высоте отвала на разной высоте. Расчеты проведены для случая отсыпки автосамосвалами грузоподъемностью $G=30$ t.

Согласно полученным результатам можно сделать следующие выводы:

- распределение скальных пород по гранулометрическому составу на откосе насыпных объектов связано с высотой отвала;
- увеличение высоты отвала приводит к увеличению размера среднего куска в нижней его части. Это связано с тем, что влияние факторов шероховатости и свойств сыпучей массы, выгружаемой из транспортных емкостей, приводит к потере потока по следующим причинам: мелкие фракции, соразмерные с параметрами шероховатости, остаются в порах, а более крупные – на поверхности за счет сил трения.

Гранулометрический состав горной массы, отсыпaeмой на откос отвалов, определяет распределение размера кусков по высоте насыпных объектов.

С целью исследования влияния этого фактора на процесс сегрегации выполнены расчеты на основе математической модели, построены кривые распределения гранулометрического состава пород по высоте насыпных тел и гистограммы [1], сравнительный анализ которых показывает значительное отличие распределения гранулометрического состава горной массы на откосе отвала в зависимости от соотношения кусков отсыпaeмого материала в исходной отгружаемой массе. Анализ проведен для случаев отсыпки из автосамосвалов грузоподъемно-

стью 30 и 120 t.

Полученные результаты позволяют сделать следующие выводы:

- гранулометрические характеристики исходной горной массы, отсыпaeмой под откос отвалов, определяют процесс ее сегрегации;
- соотношение фракций горной массы в отсыпaeмом на откос отвалов материале определяет динамику изменения размера среднего куска по высоте насыпного объекта. Эта закономерность связана с высотой отвалов и параметрами горно-транспортного оборудования.

При применении конвейеров для транспортирования скальной горной массы предусматривается ее предварительное дробление. В тоже время максимальный размер, транспортируемого ленточным конвейером, например, с шириной ленты 2000 mm, достигает 650 mm при удельном весе этой фракции до 5%.

Поэтому изучение и использование явления гравитационной сегрегации для разделения отвальной породы на крупную нетранспортабельную фракцию, которая транспортируется в нижней части отвала, и на фракции, пригодные к транспортированию ленточными конвейерами, является актуальной проблемой.

При исследовании математической модели содержания нетранспортабельной фракции горной породы установлено, что в среднем слое отвала исходный грансостав практически повторяется. По результатам выполненных исследований построены гистограммы процентного содержания фракций материала в исследуемых слоях отвала для всех условий отвалообразования (рис. 3). Полученные гистограммы дают наглядное представление о повторяемости исходного грансостава в среднем слое отвала.

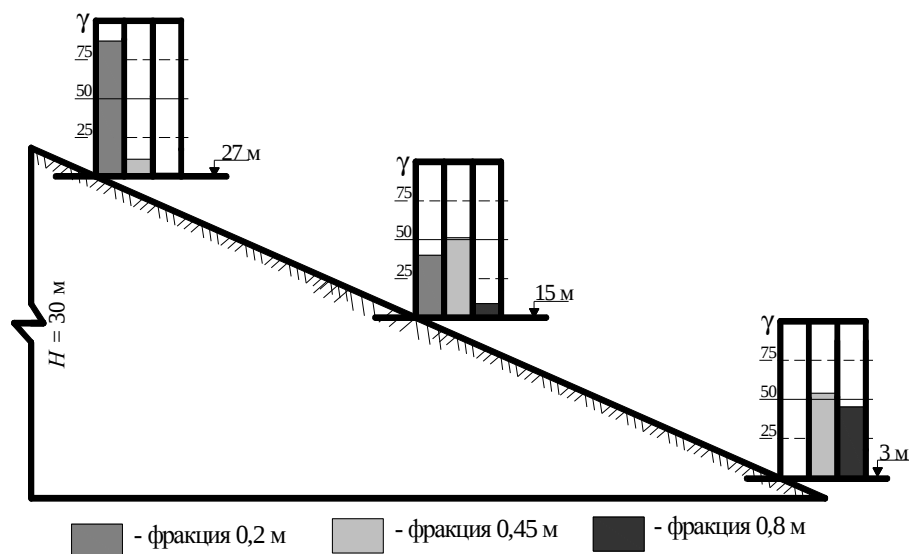


Рис. 2. Гистограммы распределения скальных пород по крупности на откосе отвала: $G=30$ t; $H=30$ m; (0,2;0,45;0,8=0,6;0,3;0,1)

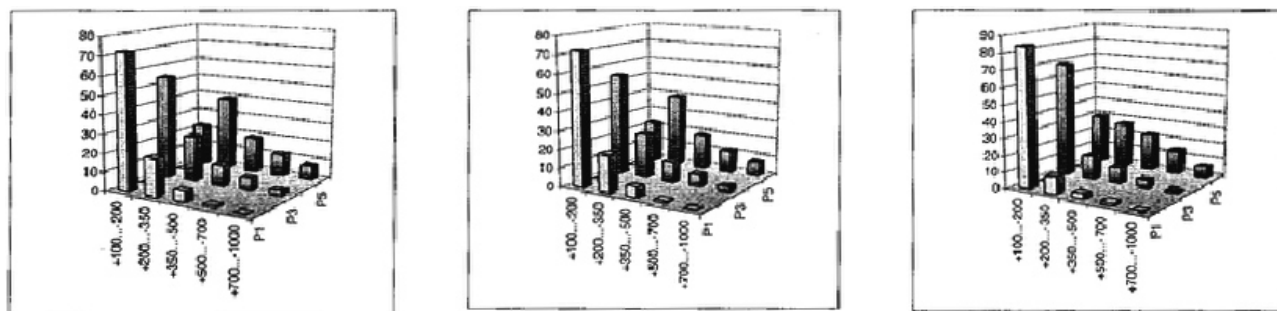


Рис. 3. Гистограммы грансостава горной массы по слоям отвала при его отсыпке конвейером

Таким образом, исследованиями установлено, что при отвалообразовании с использованием автомобильного транспорта сегрегация пород по крупности по сравнению с конвейерным не ярко выражена.

При открытой разработке крутопадающего месторождения Мурунтау со сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями особое значение приобретает решение проблемы оптимизации отвальных и транспортных работ за счет применения схем с многократным перемещением временных внутренних и внешних отвалов. Глубина карьера Мурунтау достигла 560 м и продолжает увеличиваться. В отвалах накоплено ~ 380 млн. т резервной массы. Отвалообразование на карьере производится с использованием автомобильного и конвейерного транспорта.

Особенности формирования отвалов с использованием различной технологии транспортирования проявляются не только через усреднение содержания в уложенной рудной массе, но и через сегрегацию пород в процессе их перемещения по отвальному откосу [3]. Учитывать сегрегацию пород при выборе технологии разработки тем более необходимо, что установлена прямая зависимость содержания золота от крупности кусков.

Исследованиями установлено, что при отвалообразовании с использованием автомобильного транспорта сегрегация пород по крупности проявляется достаточно отчетливо при высоте отвала более 30 м, тогда как при конвейерном транспорте сегрегация скальной горной массы в отвалах ярко выражена уже при высоте 8÷10 м, что создает предпосылки для селективной их разработки с учетом изменения гранулометрического состава по высоте отвала. В данном случае ключевым моментом является оценка разделительной способности

отвального откоса и определение режима и условий отвалообразования, обеспечивающих максимальное накопление крупных классов породы в нижних слоях отвала.

С учетом особенностей распределения кусков крупных классов в отсыпaeмом массиве разработаны следующие технологические схемы разработки отвалов. Отвал, сформированный с использованием автомобильного транспорта, обрабатывается горизонтальными слоями с разделением горной массы на рудную массу, предназначенную для переработки, и отходы, направляемые на постоянное хранение.

Технология разработки отвалов, сформированных при конвейерном транспорте учитывает сегрегацию кусков и включает:

- разделение отвала на верхнюю зону с кусками крупностью до 50 мм и нижнюю зону с кусками крупностью более 50 мм (на откосе отвала);
- селективную отработку верхней зоны с разделением горной массы на рудную для переработки и отходы;
- селективную отработку нижней зоны с разделением крупнокусковой горной массы на рудную массу для переработки крупнокусковые отходы, направляемые на покусковую сортировку с разделением на кондиционный и некондиционный сорта.

Таким образом, изучение процесса сегрегации горной массы по крупности при формировании отвалов следует считать актуальной научной задачей, имеющей важное практическое значение.

Зная распределение фракции, возможно выделить в толще отвала характерные участки, требующие разных подходов к их разработке: валовая выемка или селективная, дополняемая крупнопорционной (посамосвальной) или покусковой сортировкой.

Список литературы:

1. Геометризация процесса сегрегации скальных пород по крупности при формировании отвалов. Лаптев Ю.В. Автореферат диссертации на соискание уч. ст. докт.техн. наук. Екатеринбург - 2007 г.
2. Моделирование и исследование гравитационной сегрегации скальной горной массы в процессе отвалообразования. Ю.Г. Викул, В.К. Слободянюк, А.С. Аралкин. Горный инф. Бюллетень. 2007г. 276-285 с.
3. Перспективы вовлечения в переработку отходов горного производства на базе золоторудных месторождений. Шеметов П.А., Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. //Горный Вестник Узбекистана, 2009, № 1. – с. 43-48.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РУДЫ НА СТЕПЕНЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Кизимов Ф.П., главный технолог Центрального рудоуправления ГП НГМК; Охунова Р.Х., студентка Зарафшанского ОТФ НГГИ

Наиболее динамично развивающимся технологическим процессом в мировой золотодобыче в последние 30-40 лет стало кучное выщелачивание, сырьем для которого могут быть бедные и балансовые руды различного вещественного состава.

Принятая технология кучного выщелачивания из многоярусного штабеля руды характеризуется следующими основными технологическими показателями рудоподготовки и процесса кучного выщелачивания.

Крупность измельченной руды характеризуется содержанием класса +3,35 мм, которое определяет степень вскрытия частиц золота и, в конечном счете, степень его извлечения из руды. От крупности конечного материала зависит проницаемость штабеля, скорость фильтрации растворов, устойчивость отдельных ярусов и штабеля в целом. Крупность конечного продукта имеет высокую корреляцию с содержанием мелких классов в готовом материале, степень извлечения золота из которых выше чем из крупных классов.

В табл. 1 представлены результаты ситового анализа, содержание и извлечение золота по каждому классу крупности проб готового продукта, поступающего в штабель. Анализ данных табл. 1 показывает, что содержание золота по классам крупности не равномерно, а в мелких классах его содержание практически в два раза выше, чем в крупных. Извлечение золота по классам крупности также не равномерно. В мелких классах степень вскрытия золотин значительно выше, что непременно сказывается на извлечении золота. Скорость фильтрации растворов зависит от крупности готового материала и степени агломерации перед укладкой в штабель. Скорость фильтрации растворов определяет возможную плотность орошения поверхности рудного штабеля. При малых скоростях фильтрации и высокой плотности орошения происходит насыщение рудного штабеля растворами и создается угроза его разрушения. Кроме того, принято считать, что с увеличением высоты штабеля возрастает нагрузка на нижние слои рудного материала, который уплотняется с уменьшением пористости и скорости фильтрации. Плотность орошения определяет количество подаваемо-

мого раствора на единицу площади. Этот показатель является основным управляемым элементом, регулирующим интенсивность выщелачивания золота и его концентрацию в продуктивных растворах, для увеличения которой по мере выщелачивания золота из руды она уменьшается.

В табл. 2 в качестве примера приведены результаты контроля выходных растворов из трех панелей, находящихся на разной стадии выщелачивания: панель 1 отработала 60 дней, панель 2 отработала 30 дней и панель 1 находится в начале запуска под орошение. Анализ полученных данных показывает, что по мере роста концентрации золота в растворе плотность орошения увеличивается, а по мере ее снижения - уменьшается.

Концентрация цианистого натрия в исходных растворах должна быть не менее 150 mg/l. От концентрации цианистого натрия в растворе зависит скорость растворения золотин. Изменение концентрации цианистого натрия в выходе продуктивных растворов зависит от времени орошения ячейки - с увеличением времени она уменьшается (табл. 2), что должно учитываться при управлении процессом выщелачивания.

Показатель pH растворов выщелачивания имеет важное значение, от его величины зависит гидролиз и в конечном счете расход цианистого натрия. Показатель pH регулируется известью, добавляемой в руду после измельчения и укладываемой

Таблица 1

Гранулометрический состав измельченного материала

Классы крупности, мм	Выход класса, %	Содержание золота, g/t	Извлечение золота, %
+ 3,35	2,4	0,96	19
-3,35+1,7	28,5	1,04	27
-1,7+1,18	13,3	1,14	39
-1,18+0,60	18,5	1,15	49
-0,60+0,30	12,0	1,28	63
-0,30	25,3	1,72	81
всего	100,0	1,27	50,4

Таблица 2

Панель 1 (60 дней в работе)				Панель 2 (30 дней в работе)				Панель 1 (начальная стадия)			
pH	NaCN	Концентрация $A_{\text{в}}$, mg/l	Объем раствора m^3/h	pH	NaCN	Концентрация $A_{\text{в}}$, mg/l	Объем раствора m^3/h	pH	NaCN	Объем раствора m^3/h	Концентрация $A_{\text{в}}$, mg/l
9,70	50	0,597	738	9,83	50	0,667	280	9,70	119	0,156	95
9,41	50	0,633	700	9,49	52	0,664	250	9,37	116	0,167	65
9,40	51	0,622	670	9,55	52	0,671	230	9,44	115	0,168	60
9,73	54	0,610	650	9,84	52	0,595	278	9,59	100	0,225	60
9,66	51	0,610	714	9,83	58	0,620	278	9,56	97	0,237	60
9,65	49	0,626	736	9,78	58	0,588	350	9,50	76	0,228	70
9,61	65	0,642	813	9,77	56	0,635	350	9,51	80	0,229	70
9,77	60	0,649	810	9,86	57	0,579	375	9,58	67	0,229	65
9,81	57	0,600	820	9,98	50	0,574	380	9,66	60	0,213	65
9,70	54	0,618	800	9,79	48	0,562	380	9,45	58	0,213	61
9,40	55	0,663	748	9,58	48	0,527	393	9,25	63	0,209	70
9,80	61	0,660	764	9,92	54	0,496	417	9,61	60	0,222	75
9,77	63	0,676	745	9,89	51	0,495	494	9,57	63	0,221	202
9,84	60	0,675	742	9,75	43	0,252	490	10,02	43	0,436	200
9,73	68	0,685	730	9,86	49	0,491	488	9,61	46	0,268	200
9,79	60	0,691	670	9,88	48	0,493	500	9,62	40	0,268	200
9,89	57	0,690	650	9,98	43	0,489	500	9,77	40	0,280	200
9,93	61	0,705	620	9,98	37	0,494	500	9,73	32	0,315	210
9,83	63	0,708	600	9,92	35	0,457	524	9,69	28	0,317	215
9,80	64	0,697	607	9,81	43	0,602	530	9,55	40	0,335	215
9,85	64	0,697	629	9,89	42	0,523	548	9,60	35	0,351	210
9,60	63	0,710	590	9,69	41	0,547	555	9,40	24	0,389	225
9,70	65	0,704	585	9,64	42	0,552	580	9,42	26	0,382	230
9,82	72	0,699	571	9,78	41	0,566	580	9,49	24	0,436	220
9,80	66	0,696	600	9,79	43	0,572	576	9,50	25	0,429	220
9,78	66	0,702	505	9,72	39	0,588	620	9,40	24	0,481	250
9,62	63	0,692	510	9,60	42	0,588	585	9,30	25	0,482	251
10,05	65	0,712	545	9,80	45	0,604	575	9,51	26	0,494	230
10,02	69	0,709	500	9,70	43	0,609	575	9,48	25	0,515	255
9,97	61	0,707	450	9,90	40	0,607	581	9,56	24	0,503	255

вместе с ней в штабель.

Этот показатель зависит от времени выщелачивания и количества ярусов, находящихся в работе (табл. 3, 4). Главный технологический показатель кучного выщелачивания - коэффициент извлечения золота - за время переработки руды карьера Мурунтау не достиг проектного уровня. Его среднее значение за период с 1995 по 2005 гг. составило 58%.

Исследование кинетики выщелачивания золота из забалансовой руды карьера Мурунтау показало, что степень извлечения из руды и переход золота

в раствор неравномерны во времени (рис.).

Так, требуемое извлечение золота достигается при отношении объема прокаченного через руду выщелачивающего раствора к массе руды Ж:Т=4,0 (рис. а) при продолжительности цикла выщелачивания 270 суток.

Однако, на первом этапе выщелачивания продолжительностью 65-70 суток (соотношение Ж:Т=1,0) в раствор переходит 45-50% золота, а для извлечения еще 15-20% золота требуется пропустить через рудный штабель в три раза больше раствора, на что затрачивается соответственно в три

раза больше времени.

Характерную форму имеет и кривая изменения во времени концентрации золота в растворе, которая на первом этапе выщелачивания быстро растет и при Ж:Т=1,0 достигает максимального значения, затем начинает достаточно резко снижаться, стабилизируясь после достижения соотношения Ж:Т=1,5-2,0 на уровне 20-25% от максимальной величины.

Указанная особенность кинетики выщелачивания золота может быть объяснена вещественно-минералогическим составом руды, а также распределением золота по фракциям крупности.

При измельчении рудной массы с точки зрения доступа выщелачивающего раствора золото подразделяется на три примерно одинаковые группы: практически полностью освобожденное от породы, частично освобожденное от породы и находящееся внутри частиц породы.

На первом этапе выщелачивания происходит сравнительно быстрое растворение золота из первой группы (рис., б). Затем кривая извлечения выполаживается, а содержание золота в растворе резко снижается, поскольку в процессе выщелачивания практически участвует только золото второй группы, частично прикрытого породой, поэтому скорость его растворения существенно уменьшается.

На этапе стабилизации продолжается растворение остатков золота второй группы, доступ раствора к которому затруднен, а также в результате диффузии происходит незначительное извлечение золота третьей группы, находящегося внутри частиц породы.

Все это приводит к тому, что по мере увеличения извлечения золота степень использования потенциальных возможностей раствора уменьшается, поскольку концентрация золота в нем снижается и достигает предела $C_{\min}$, ниже которого опускаться экономически невыгодно.

Проектом цикл извлечения золота определен в 90 дней при соотношении Ж:Т=2,2. На практике средний цикл выщелачивания находится на уровне 220-250 дней.

В связи с этим не удастся достичь проектного содержания золота в продуктивных растворах. Фактически оно колеблется в пределах 55-60% от проектного значения.

Это повлекло за собой увеличение соотношения Ж:Т и дополнительные капитальные вложения

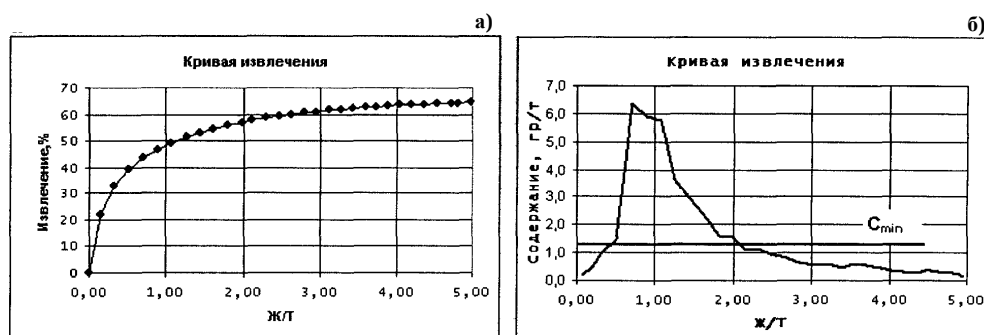


Рис. Изменение степени извлечения (а) и концентрации (б) золота в растворе в процессе выщелачивания: $C_{\min}$ - минимально допустимое содержание золота в растворе

Таблица 3

Изменение pH в зависимости от времени выщелачивания первого яруса

Время, сут.	10	30	60	120
pH	10.4	10.2	10.0	9.6

Таблица 4

Изменение pH в зависимости от количества ярусов в работе

Ярус	1	2	3	4	5	6
pH	10.4	10.0	9.6	9.4	8.6	8.16

на увеличение мощностей перерабатывающего завода и насосного хозяйства.

Снижение извлечения золота по сравнению с проектным показателем, полученным и многократно подтвержденным лабораторными экспериментами, по-видимому, может быть объяснено комбинированным влиянием всех перечисленных факторов таких, как фракционный состав рудной массы, параметры агломерации, проницаемость массива, высота штабеля.

Этими же факторами объясняется и увеличение цикла выщелачивания.

Таким образом, анализ технологических показателей процесса кучного выщелачивания позволяет сделать вывод о том, что главные проектные показатели извлечение золота и продолжительность цикла выщелачивания не достигнуты, что может быть объяснено комбинированным воздействием фракционного состава рудной массы, параметров агломерации, проницаемости массива, высоты штабеля.

Кроме того, проектом не предусматривается изменение расхода основных реагентов при увеличении высоты рудного штабеля, что требует корректировки технологических режимов и кинетики растворения золота при увеличении высоты штабеля.

ТАКРАФ: МОБИЛЬНАЯ ДРОБИЛЬНАЯ УСТАНОВКА НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Кареп Р., президент компании TAKRAF GmbH

В горном деле большинство людей связывают подъемно-транспортную технику с транспортировкой непосредственно минералов или руды, например, железной руды, бурого угля и т.д.

Однако в открытых горных работах значительную часть поднимаемого на поверхность и транспортируемого материала составляют вскрышные породы. Вот уже на протяжении почти 100 лет в открытых горных работах по добыче бурого угля подъем и транспортировка вскрышных пород обеспечиваются комплексами карьерного оборудования непрерывного действия, что обусловлено большим количеством вскрышных пород с коэффициентом вскрыши 5:1, 6:1 и более. В связи с относительно простыми условиями разработки в большинстве горных работ по добыче бурого угля правильным шагом стала очень эффективная непрерывная транспортировка вскрышных пород. При этом подъем пород производился при помощи роторного экскаватора или многоковшового цепного экскаватора, а далее вскрышные породы напрямую разгружались опрокидыванием через транспортно-отвальные мосты или транспортировались конвейерными установками вокруг карьера.

При введении такой эффективной техники в шахтах твердых каменных пород возникали сомнения, т.к. этот материал было необходимо дополнительно дробить, чтобы его можно было транспортировать конвейерными установками. Так, во многих шахтах распространенной практикой была и является в настоящее время транспортировка вскрышных пород при помощи карьерных самосвалов большой грузоподъемности.

По причине значительного повышения мировых цен среди прочего на топливо и шины производственные расходы шахт выросли до той степени, что во многих областях транспортировка при помощи конвейерных установок, несмотря на дополнительные расходы по измельчению, стала более экономичной. Этой тенденции также способствует все больше растущая производительность этих систем.

ТАКРАФ, как один из ведущих производителей карьерных систем непрерывного действия, совсем недавно получил заказ от компании Rio Tinto и ее партнеров по совместному предприятию Mitsubishi Development и J. Power Australia на поставку мобильной дробильной установки и под-

ходящей к ней установки опрокидывания для системы добычи вскрышных пород с производительностью 12 000 t/h для карьера Клермонт (рис.1-5). Карьер Клермонт – проект, следующий после весьма успешной угольной шахты Блэр-Атол в центре австралийского штата Квинсленд, которая должна быть закрыта к 2012 г.

«Даже в нынешнее время высоких нагрузок на капитальные проекты шахта Клермонт – привлекательное вложение. Она станет одной из самых эффективных угольных шахт в Австралии», – убежден Престон Чиаро, исполнительный директор по энергетике компании Rio Tinto (журнал Coal Age Magazine, февраль 2007, стр.8).

Заказчик выбрал для этой цели двухвальную дробилку (дробилку-грохот).

Двухвальная дробилка и дробилка-грохот – подходящие дробилки для мобильных дробильных установок. У них относительно небольшой вес, плоский профиль, и они способны перерабатывать разнообразный материал с довольно высокой производительностью.

Другие виды дробилок, как, например, вертикальная конусная дробилка, также могут быть прекрасно использованы для систем удаления вскрышных пород.

Однако в таком случае они применяются чаще всего как полумобильные дробилки, которые за-

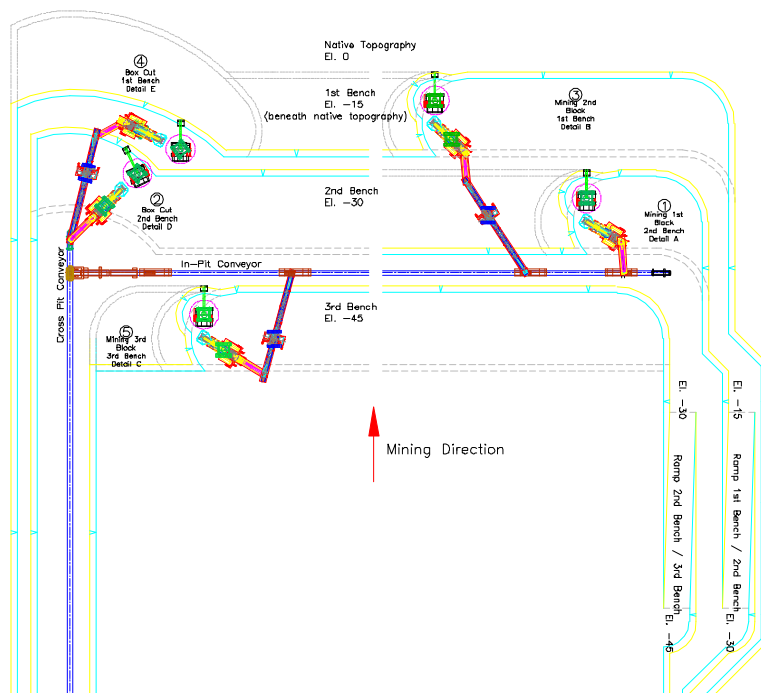


Рис. 1. Чертеж установки Клермонт

гружаются с небольшой ванны карьерного самосвала большой грузоподъемности. Этот самосвал ездит на короткие расстояния от места взрывных работ до дробильной установки, как в случае с установкой, которую TAKRAF поставил на перуанскую медную шахту.

Вышеописанная система – во многих аспектах хороший пример одного из важнейших сооружений, которое является обязательной составной частью таких систем – очень гибкая опрокидывательная система.

Чтобы избежать трудоемкой и требующей больших затрат конструкции площадки, которая ведет к нижним пластам вскрышного отвала, установка была сконструирована таким образом, что она сначала загружает свою собственную площадку.

Чтобы выщелачивание вскрышных пород с низким содержанием меди стало возможным, вскрышной отвал необходимо загружать слоями. Это требует высоких заданных значений, мобильности и гибкости применяемых устройств. Для обеспечения незамедлительной установки, закладки и расширения некоторые детали конвейерной установки оснащены дополнительными гусеничными ходовыми механизмами.

В случае с установкой на Клермонте основное внимание было уделено мобильности дробильной установки.

Применение карьерных самосвалов большой грузоподъемности для удаления вскрышных пород для Клермонта было абсолютно исключено, поскольку дробильная установка непрерывно следует за башенным ковшевым экскаватором вдоль уступа.

Чтобы это осуществить TAKRAF сконструировал дробилку на типичном 3-гусеничном ходовом механизме. 3-гусеничный ходовой механизм – это испытанная конструкция, которая используется в десятках карьерных устройств. Две из трех сдвоенных гусениц ходового механизма управляемы, одна сдвоенная гусеница зафиксирована, и это придает устройству отличную маневренность.

Относительно небольшой вес всей установки – 1 500 t – обуславливает то, что гусеничные ходовые механизмы могут быть оснащены стандартными компонентами CAT D10. Названные ходовые механизмы также стандартизированы под отвалообразователь.

Ковш башенного экскаватора загружает бункер подачи, от которого широкий пластинчатый конвейер подает материал на дробилку. Пластинчатый конвейер оснащен частотно-управляемыми приводами для макси-

мального контроля загрузки бункера и дробилки.

Дробилка измельчает материал до крупности 400 мм. Двухвалковая и двухваличная дробилка, которые сконструированы как высокопроизводительные устройства, могут обрабатывать разнообразные продукты, например, такие клейкие материалы, как нефтеносный песок, а также породы средней твердости с сопротивлением сжатию 200 МПа.

Для упрощения работ по техническому обслуживанию дробилку на установке Клермонт можно выкатить на роликах в специальное положение для обслуживания, предполагающее простой доступ для обслуживающего персонала.

Бункер подачи и подающий транспортер, дробилка и разгрузочный конвейер под дробилкой, а также поворотная подъемная и опускающаяся разгрузочная стрела перемещена на одну общую платформу. В режиме эксплуатации бункер подачи поддерживается понтоном.

Таким образом, становится возможным, что любая ударная нагрузка, вызванная ковшовой загрузкой, снимается непосредственно под бункером, не воздействуя при этом на общую стабильность или на основную несущую конструкцию.



Рис. 2. Отвалообразователь на медной шахте в Перу, загрузка транспортной площадки уступа

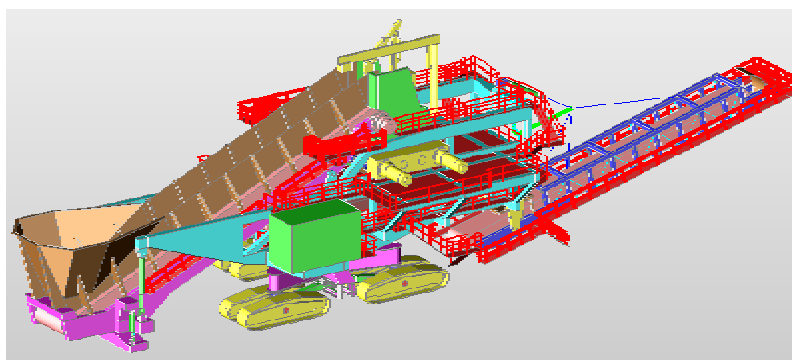


Рис. 3. 3D-модель мобильной дробильной установки

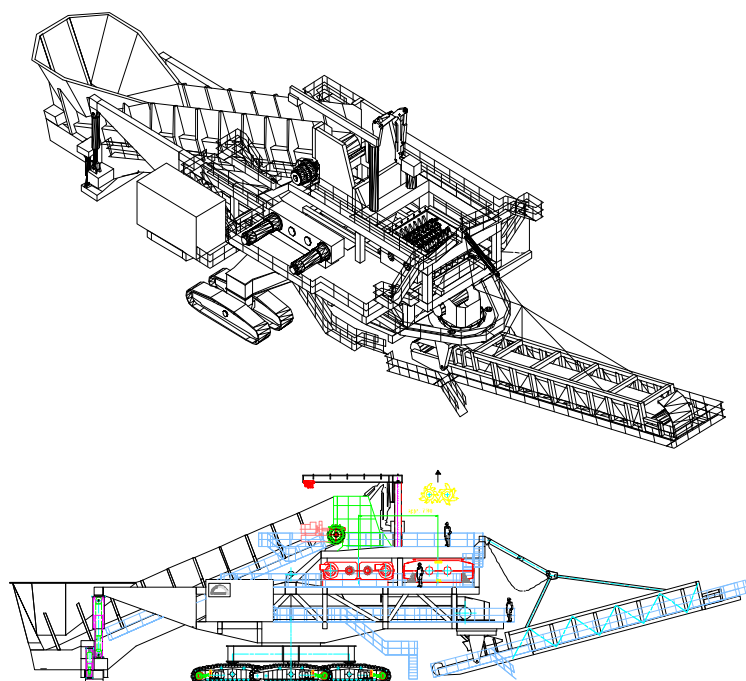


Рис. 4. Положение мобильной дробильной установки для обслуживания

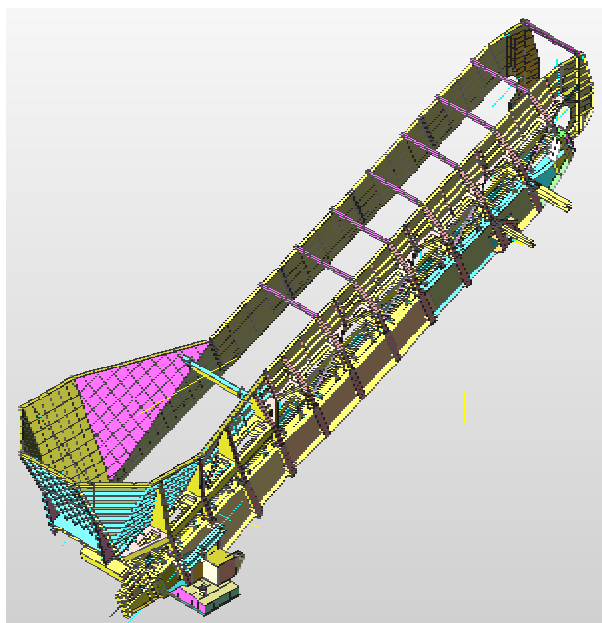


Рис. 5. Опорная система бункера подачи

Эта запатентованная опора дополнительно оснащена двумя гидроцилиндрами, которые подавляют любое перекручивание и прогиб пластинчатой ленты узла бункера, что будет иметь положительное влияние на долгосрочную производительность загрузочного конвейера.

Мобильная дробилка посредством передвижного загрузочного бункера загружает ленточный конвейер, установленный на берме, материалом, который транспортируется соединительным конвейером на передвижной конвейер, установленный на отвальном уступе. Над передвижным конвейером

двигается передвижная ленточно-шлифовальная тележка на гусеничном ходу, которая затем передает материал на отвалообразователь.

В пределах всей этой установки с определенными промежутками времени передвигаются только дробилка, ленточно-шлифовальная тележка и отвалообразователь. К примеру, мобильная дробилка передвигается, хоть и всего на несколько метров, один раз в час, чтобы следовать передвижению экскаватора.

Ленточные конвейеры, напротив, неподвижны на протяжении недель, или даже месяцев, они передвигаются только 3-4 раза в год. Такая передвижка примерно на 100 м на конвейере длиной, скажем, 200 м занимает около одного дня. Время от выключения до повторного старта и возобновления производства, конечно, зависит от опыта персонала и степени подготовки передвижки. Опытная команда осилит такую задачу даже за 12 ч.

При транспортировке ленточным конвейером очень большое значение имеет соотношение крупности вскрышных пород и ширины ленты, но и здесь на помощь приходит постоянно растущая мощность систем. 2-метровая каменная глыба выглядит огромной на 85-тонном самосвале большой грузоподъемности, но на 400-тонном самосвале она едва будет заметна.

То же самое и в случае с ленточным конвейером: породная глыба величиной 400-500 мм выглядела бы, по меньшей мере, опасно на конвейере шириной 900 мм производительностью 2 000 т/ч, но на конвейере шириной 1 800 мм и производительностью 10 000 т/ч и больше такой глыбе самое место.

С нынешними мощностями до 12 000 т/ч и шириной полотен до 1 800 мм теперь уже нет необходимости опасаться умеренно-крупных частиц, соответственно, на измельчение тратится на много меньше энергии, и таким образом эффективный и энергосберегающий конвейерный транспорт может в полной мере найти свое применение.

Ведь на саму транспортировку грузов автомобилями большой грузоподъемности тратится только половина энергии, затрачиваемой при движении автомобиля, поскольку в одну сторону он едет загруженным, а в обратную сторону – пустым.

Чем больше расстояние между разработкой месторождения и отвалом и чем выше подъем, тем выгодней использовать транспортировку конвейерной установкой.

Решение компании закупить для карьера Клермонт мобильную дробильную установку - это однозначно решение в пользу наиболее выгодного экономического оборудования. Производственные затраты по Клермонту будут одними из самых низких в отрасли.

БАЗАЛТОВОЛОКНИСТЫЙ ФИЛЬТР В СОСТОЯНИИ СТАТИКИ И ДИНАМИКИ

Курбанов А.А., и. о. проректора по науке НГГИ, доцент кафедры «Электроснабжение»

Развитие промышленности Республики Узбекистан как и других стран СНГ сопровождается образованиям большого количества различных отходов. Эти отходы могут быть в виде газа, жидкости, материала и т.д.

Однако, существуют разные способы, позволяющие уничтожить или очистить эти отходы от ядовитых веществ, например, газа или жидкости от вредных примесей. В настоящее время защита окружающей среды и земель от выбросов промышленных предприятий осуществляется в основном тремя способами. [1]. Одним из способов очистки газа или жидкости является «механическая очистка-защита». При механической очистке газа или жидкости фильтры являются основным средством фильтрации. Фильтрация газа или жидкости производится перед тем, как выбрасываются отходы в атмосферу или на специально отведенные для таких случаев места.

В процесс фильтрации могут быть задействованы фильтры различного назначения и изготавливаются они для этих целей из разного рода материалов.

В данном случае объектом исследования были взяты фильтры, изготовленные из базальтовой горной породы, разработанные учеными Навоийского государственного горного института в рамках государственного гранта А5-030. Такой выбор аргументируется тем, что в ранее рассмотренных нами работах и среди полученной нами информации о фильтрующих материалах через линии Интернет не значатся сведения о теории изготовления фильтров из базальтового волокна. Помимо последнего, базальт известен как материал с широкими возможностями, запасы которого в нашей республике достаточны и могут позволить экономии валютных средств.

Процесс фильтрации отходов (в нашем случае газа или жидкости) осуществляется при силовом взаимодействии очищаемого объекта средством фильтрации. В зависимости от разнородности фильтров эти силы по-разному могут воздействовать на их поверхности. Эти силы являются одним из факторов определяющих работоспособность и долговечность материалов фильтров.

Следует учесть, что степень влияния действующих сил будет зависеть в первую очередь от ламинарности или турбулентности потока газа или жидкости (в дальнейшем потока) проходящего через фильтрующий объект.

При ламинарном течении потока поверхностное силовое взаимодействие происходит по всей лицевой поверхности фильтра. Когда поток обеспечивает

турбулентность течения, то силовое взаимодействие происходит по середине поверхности фильтра. При этом процесс силового воздействия на поверхность фильтра можно рассматривать как объект, воспринимающий волновой удар и давление потока путем ламинарного или турбулентного течения газа или жидкости.

Однако такого волнового удара со стороны потока на фильтр не будет. Так как с момента поступления потока в магистраль и далее на фильтр величина давления его будет постепенно расти до максимального значения, и носить временный характер. Это объясняется тем, что в начале поступления потока в магистраль и далее на фильтр величина давления будет незначительна, а с временем будет расти до установленного прибором или потребителем давления. Будем считать, что на фильтр будет действовать ламинарный поток.

Базальтоволокнистый фильтр - это совокупность определенного тела, образовавшегося в результате многослойного поджатия и запрессовки многочисленных базальтовых волокон. Базальтовый фильтр может иметь разную жесткость и толщину в зависимости от величины поджатия-запрессовки (величина поджатия не доведена до образования картонной бумаги). Отметим, что если такой базальтоволокнистый фильтр окажется под давлением потока, то сила последнего будет распределена по всей поверхности тела, которую принято называть равнодействующей.

Обычно нагрузки не являющиеся результатом контакта двух тел и не приложенные к каждой точке объема тела называют объемным [2]. В данном случае влияние потока на поверхность фильтра можно считать объемным, поскольку силы не приложены к конкретной точке.

Кроме того, влияние нагрузки потока на фильтр не является мгновенным, а плавно возрастающим от нуля до своего конечного значения. Поскольку при этом влияние нагрузки остается неизменной, то данное влияние примем как статическое.

Исходя из последнего, окончательно примем, что на фильтр будет действовать давление ламинарного потока. Как уже было отмечено, сила воздействия потока на фильтр не является мгновенной, а плавно возрастает и равномерно распределяется по всей поверхности.

Под влиянием потока фильтр испытывает воздействие силы давления - можно сказать извне, что является причиной появления деформации тела в целом. В результате деформации тела возникает внутреннее напряжение и растяжение фильтра. В

нашем случае фильтр будет испытывать одноосный изгиб и сжатие, так как направление потока происходит по линейному закону, исходя из работы объема фильтрации.

С учетом того, что сила давления потока является поверхностной, то точки контакта газа или жидкости происходят на лицевой стороне фильтра. Подобные распределения силы давления потока по всей поверхности тела можно встретить на практике, например, при возникновении давления пара внутри цилиндра турбинных машин, при возникновении давления газа или жидкости на внутренней поверхности трубопровода или при возникновении давления двигателей внутреннего возгорания и т.д.

Прежде чем приступить к анализу состояния базальтоволоконного фильтра, находящегося под силой давления потока, считаем целесообразным охарактеризовать состояние объекта в статике.

Фильтр будет находиться в состоянии равновесия в двух случаях: когда сила воздействия потока на фильтр отсутствует и когда сила на фильтр достигает свою максимальную величину, что можно легко установить по показателям прибора давления (не будем учитывать массу примесей оставшихся на фильтре). Для данного случая будет справедлива следующая система дифференциальных уравнений:

$$\begin{aligned} \frac{\partial s_x}{\partial x} + \frac{\partial t_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial t_{xz}}{\partial z} + X &= 0, \\ \frac{\partial t_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial s_y}{\partial y} + \frac{\partial t_{yz}}{\partial z} + Y &= 0, \\ \frac{\partial t_{zx}}{\partial x} + \frac{\partial t_{zy}}{\partial y} + \frac{\partial s_z}{\partial z} + Z &= 0 \end{aligned} \quad (1)$$

Эта система дифференциальных уравнений носит название уравнений Навье-Коши [2]. Однако с поступлением потока и с появлением воздействующих сил на фильтр последний может выйти из равновесия. Как было отмечено выше, возникает плавно возрастающая и равномерно распределенная сила по всей поверхности фильтра. При этом зависимость деформаций по координатным осям будут выражаться с помощью следующих систем уравнений:

$$\begin{aligned} \frac{\partial s_x}{\partial x} + \frac{\partial t_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial t_{xz}}{\partial z} &= 0, \\ \frac{\partial t_{yx}}{\partial x} + \frac{\partial s_y}{\partial y} + \frac{\partial s_{yz}}{\partial z} &= 0, \\ \frac{\partial t_{zx}}{\partial x} + \frac{\partial t_{zy}}{\partial y} + \frac{\partial s_z}{\partial z} &= 0. \end{aligned} \quad (2)$$

В науке известны случаи, когда материал под воздействием внешних сил может осуществить упругопластическую деформацию [3]. Подобно этому, базальтоволоконный материал, из которого изготовлен фильтр, тоже может осуществить полную упругую и полную пластическую деформации. Так как базальтовое волокно имеет кристаллическую структуру и под таким давлением потока не растягивается (имея незначительную деформацию), то

после отключения потока происходит незначительное восстановление формы фильтра. Поэтому базальтовый фильтр можно принять, как упругопластическое тело.

Рассмотрим произвольную четырехугольную форму фильтра, показанную на рис., со сторонами A , B и h в прямоугольной системе координат.

Одной из гипотез, на которой базируются вышеупомянутые выводы, является «гипотеза упругости объемной деформации» [2].

Для подобных случаев будет считаться справедливым равенство:

$$s_0 = (s_1 + s_2 + s_3) / 3, \quad (3)$$

где s_1, s_2 и s_3 - главные напряжения волокон фильтра по осям координат (если расположить по координатным осям).

Чтобы анализировать такое напряженное состояние подобных объектов в науке введен коэффициент пропорциональности « K », который связывает объемную деформацию « Δ » со средним напряжением s_0 :

$$\Delta = \frac{s_0}{K}; \quad K = \frac{E}{3(1-2m)}; \quad m = \frac{1}{j} \quad j = 1, 3, \quad (4)$$

где E - модуль упругости материала фильтра.

На рис. перемещения в срединной поверхности обозначены через u_0 , u_0 , а прогиб через w . Кристаллическая структура базальтового волокна как балка будет испытывать прогиб и поэтому величина деформации отдельно взятого волокна и фильтра в целом будет зависеть от прогиба.

Поэтому прогиб w соизмерим с толщиной фильтра и может быть равен или больше толщины фильтра.

В этом случае деформация фильтра e_x^0, e_y^0, g_{xy}^0 зависит от прогиба w . Тогда удлинение Δe_x^0 , вызванное прогибом, будет равно:

$$\left[dx^2 + \left(\frac{\partial w}{\partial x} \right)^2 dx^2 \right]^{1/2} - dx = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial w}{\partial x} \right)^2 dx \quad (3)$$

Аналогично можем найти удлинение (величину опускание середины фильтра) в направлении оси Y ,

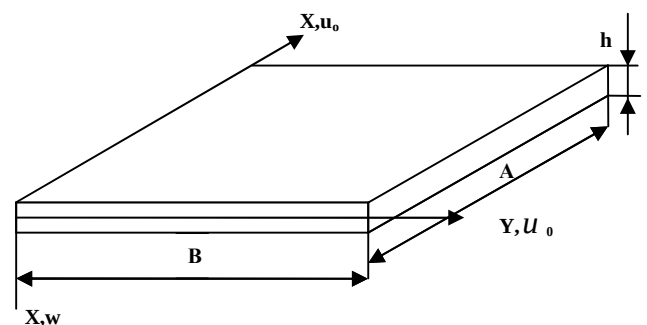


Рис. Произвольная форма отдельно взятого базальтового фильтра

вызванного прогибом $\frac{1}{2}(\frac{\partial w}{\partial x})^2$.

Тогда деформация фильтра с учетом влияния максимального прогиба (когда прибор показывает максимальное давление) выражается и рассчитывается следующими формулами:

$$e_x^0 = \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{1}{2}(\frac{\partial w}{\partial x})^2, \quad e_y^0 = \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{1}{2}(\frac{\partial w}{\partial y})^2, \quad (4)$$

$$g_{xy}^0 = \frac{\partial v}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial x} \cdot \frac{\partial w}{\partial y}.$$

Если вогнутость срединной поверхности фильтра обращена в сторону положительных значений оси «Z», то вторые производные будут отрицательными, а кривизна будет считаться положительной [2].

Обозначив кривизны через h_x и h_y получим

$$h_x = -\frac{\partial^2 w}{\partial x^2}, \quad h_y = -\frac{\partial^2 w}{\partial y^2}.$$

Так как при изгибе базальтовых волокон или тело фильтра поворачивается одновременно как в плоскости XZ, так и в плоскости YZ, то волокно будет испытывать кручение, величина которого измеряется смешенной второй производной $\frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y}$.

Приступим к получению окончательной формулы деформаций, кривизны и кручения срединной поверхности фильтра, для чего используем формулы Кирхгофа:

$$e_x^0 = \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{1}{2}(\frac{\partial w}{\partial x})^2, \quad e_y^0 = \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{1}{2}(\frac{\partial w}{\partial y})^2,$$

$$g_{xy}^0 = \frac{\partial v}{\partial x} + \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial w}{\partial x} \frac{\partial w}{\partial y}, \quad (5)$$

$$h_x = -\frac{\partial^2 w}{\partial x^2}, \quad h_y = -\frac{\partial^2 w}{\partial y^2}, \quad c = -\frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y}.$$

Поскольку мы исключили удлинения кристаллических базальтовых волокон, обозначив перемещения в срединной поверхности через u_0 , v_0 , то с учетом деформации (e_x^u, e_y^u) и сдвига (g_{xy}^u) определим линейные перемещения-выпуклости срединной поверхности фильтра, находящегося под максимальной силой давления, используя формулы Коши [2]:

$$e_x^u = \frac{\partial u^u}{\partial x}, \quad e_y^u = \frac{\partial v^u}{\partial y}, \quad g_{xy}^u = \frac{\partial u^u}{\partial y} + \frac{\partial v^u}{\partial x}. \quad (6)$$

Тогда выражения для e_x^0, e_y^0, g_{xy}^0 примут вид:

$$e_x^u = -z \frac{\partial^2 w}{\partial x^2}, \quad e_y^u = -z \frac{\partial^2 w}{\partial y^2}, \quad g_{xy}^u = -2z \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y}. \quad (7)$$

С учетом деформаций каждой точки тела из-за воздействия поступления потока в срединной поверхности базальтоволонистого фильтра опишем

уравнения, с помощью которых можно будет определять полную деформацию фильтра:

$$e_x = e_x^0 + e_x^u = e_x^0 - z \frac{\partial^2 w}{\partial x^2},$$

$$e_y = e_y^0 + e_y^u = e_y^0 - z \frac{\partial^2 w}{\partial y^2}, \quad (8)$$

$$g_{xy} = g_{xy}^0 + g_{xy}^u = g_{xy}^0 - 2z \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y}.$$

Исходя из вышеизложенных математических выкладок, приступим к получению уравнения для расчета силовых параметров. Учитывая связь возникающих напряжений и деформации фильтра в целом, появляющиеся под воздействия силы давления потока напомним:

$$s_x = \frac{E}{1-m^2}(e_x + m e_y), \quad s_y = \frac{E}{1-m^2}(e_y + m e_x), \quad (9)$$

$$t_{xy} = G g_{xy} = \frac{E}{1-m^2} \frac{1-m^2}{2} g_{xy},$$

где E- модуль упругости материала базальта.

Если рассмотреть напряжения, вызванные изгибом фильтра по координатным осям s_x^u, s_y^u, t_{xy}^u , то можно рассчитать ее, исходя из изменяющейся под влиянием давления толщины фильтра (величины вогнутости). Заметим, что напряжение будет являться нормальным, а изгиб - изменяться линейно по толщине фильтра и вычисляться через кривизну и кручение срединной поверхности фильтрующего тела в целом. Поэтому будет справедливо, если написать формулы, определяющие эти параметры в следующем виде:

$$s_x^u = -\frac{Ez}{1-m^2}(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + m \frac{\partial^2 w}{\partial y^2}),$$

$$s_y^u = -\frac{Ez}{1-m^2}(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + m \frac{\partial^2 w}{\partial x^2}), \quad (10)$$

$$t_{xy}^u = -\frac{Ez}{1-m^2} \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y}$$

Интегрируя эти формулы через толщину базальтового фильтра умноженную – допустим на элемент площадки $dF=1 \times dz$, получим среднее нормальное « N_x и N_y » или касательное « T », т.е. усилие, приходящееся на единицу ширины фильтра. После некоторых математических выкладок и в результате интегрирования получим такие же величины изгибающих и крутящих моментов, приходящихся на единицу ширины фильтра, с помощью следующих формул:

$$N_x = \int_{-h/2}^{h/2} s_x dz, \quad N_y = \int_{-h/2}^{h/2} s_y dz, \quad T = \int_{-h/2}^{h/2} t_{xy} dz,$$

$$M_x = \int_{-h/2}^{h/2} z s_x dz, \quad M_y = \int_{-h/2}^{h/2} z s_y dz,$$

$$M_{xy} = \int_{-h/2}^{h/2} z t_{xy} dz. \quad (11)$$

Положительными можно считать (из начальных условий) силу, создающую вогнутости середины фильтра, и изгибающие моменты, соответствующие положительным кривизнам.

Если в выражение (11) подставить (8) и (9), а также учесть m , G и f , то после интегрирования получим следующий ряд формул для погонных (усилие, приходящееся на единицу ширины базальтового фильтра) усилий « N_x , N_y и T », изгибающих и крутящих моментов M_x , M_y и M_{xy} :

$$N_x = \frac{Eh}{1-m^2} (e_x^0 + m e_y^0) + m + Gf, \quad (12)$$

$$N_y = \frac{Eh}{1-m^2} (e_y^0 + m e_x^0) + m + Gf, \quad (13)$$

$$T = \frac{Eh}{1-m^2} \frac{1-m}{2} g_{xyz}^0 + m + Gf, \quad (14)$$

$$M_x = D(h_x + m h_y) = -D \left(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + m \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right), \quad (15)$$

$$M_y = D(h_y + m h_x) = -D \left(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + m \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right), \quad (16)$$

$$M_{xy} = D(1-m)c = -D(1-m) \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y} \quad (17)$$

В (15, 16 и 17) обозначены: через « D » величина погонной изгибной жесткости базальтового фильтра; через « m » масса примесей, оставшаяся в фильтре; через G - притягивающая сила тяжести фильтра вниз и через f - коэффициент трения потока о поверхность базальта.

Данный параметр известен под названием «цилиндрическая жесткость» [2].

С учетом образования цилиндрической формы за счет вогнутости фильтра будем иметь:

$$D = \frac{Eh^3}{12(1-m^2)}$$

Если окончательно выразим деформацию e_x^0 ,

e_y^0 , g_{xy}^0 базальтового фильтра в целом через перемещения (5) и погонные усилия « N_x , N_y и T », то получим:

$$e_x^0 = \frac{1}{Eh} (N_x - m N_y), \quad e_y^0 = \frac{1}{Eh} (N_y - m N_x),$$

$$g_{xy}^0 = \frac{2(1+m)}{Eh} T. \quad (18)$$

Выводы

Полученные на основании известной теории упругости и пластичности вышеизложенные математические выкладки показывают, что имеется возможность анализа параметров базальтоволоконистых фильтров в состоянии статики и динамики, соответственно правильного выбора их конструкции и параметров, определения направления практического применения.

Список литературы:

1. Безопасность жизнедеятельности / Белов С.В., Девисилов В.А., Ильницкая А.В., Козьяков А.Ф., Морозова Л.Л., Павлихин Г.П., Переездкин И.В., Сивков В.П., Смирнов С.Г. - Мос: «Высшая школа», 2004 г. -602 с.
2. Требушко О.И.. Основы теории упругости и пластичности. -Мос: «Наука», 1984 г. -318 с.
3. Сопроотивление материалов / Писаренко Г.С., Агарев В.А., Квитка А.Л., Попков В.Г., Уманский Э.С.- Киев, «Вища школа», 1986.- 770 с.

УДК 621.926.083

© Болтаев М.Б. 2009 г.

ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННАЯ ЭКСПЛУАТАЦИЯ МОБИЛЬНОГО ДРОБИЛЬНО- ПЕРЕГРУЗОЧНОГО КОМПЛЕКСА В КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ

Болтаев М.Б., старший преподаватель Зарафшанского ОТФ НГГИ

Для развития комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) и повышения его производительности на карьере Мурунтау был введен опытно-промышленный мобильный дробильно-перегрузочный комплекс (МДПК). Этот комплекс

состоит из передвижного дробильно-перегрузочного пункта в сочетании с автономным межступенным перегружателем (МП) [1-3].

Использование МДПК в сочетании с существующим комплексом ЦПТ позволяет расширить



Рис. 1. Общий вид МДПК (а), шнеко-зубчатая дробилка (ДШЗ-1200/300) (б)

область применения поточной технологии перемещения горной массы, значительно приблизив перегрузочные пункты к рабочей зоне карьера. Кроме того, такая технология даёт возможность своевременно перемещать МДПК согласно развитию горных работ.

МДПК состоит из автономного перегружателя с крутонаклонным конвейером (КНК-30), обеспечивающий подъем горной массы на уступ высотой 30 м с производительностью 2000 м³/ч. Крутонаклонный перегружатель КНК-30 с дробильно-перегрузочной установкой ДПУ-1 представляют собой комплекс машин и устройств объединенных функционально и имеющих общую схему управления (рис 1).

ДПУ-1 укомплектована двухвалковой шнеко-зубчатой дробилкой ДШЗ-1200/300 (табл. 1). Конструктивной особенностью дробилки этого типа является то, что дробящие элементы (зубья) на валах расположены по винтовой линии. Кроме этого, взаимное расположение зубьев на синхрон-

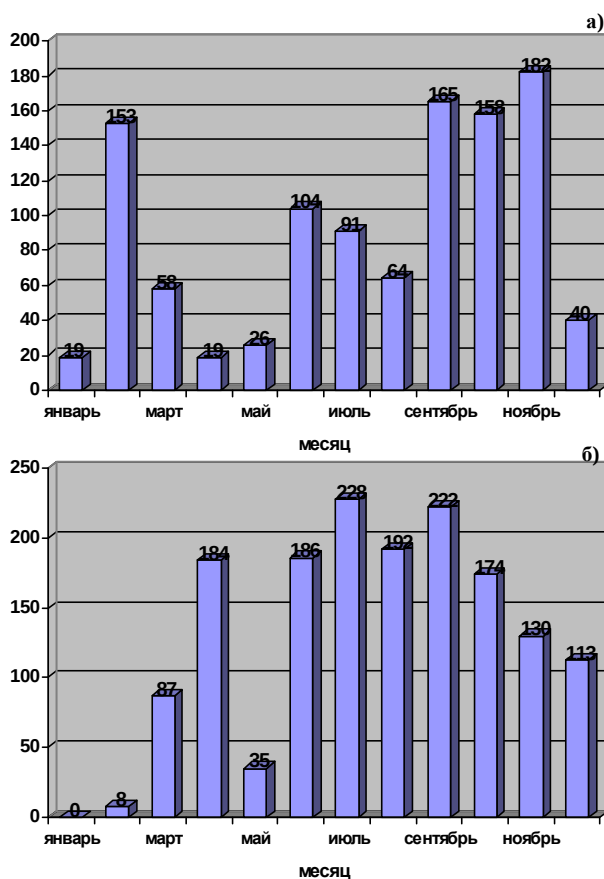


Рис. 2. Месячный объем переработанной руды через комплекс МДПК за 2007 г. (а) и 2008 г. (б)

но вращающихся шнеко-зубчатых валах обеспечивает наличие просеивающей щели большей протяженности, активное перемешивание горной массы, попавшей на шнеко-зубчатые валы и рассредоточение породоразрушающей нагрузки во времени и в пространстве. Все это, а также высокая скорость вращения шнеко-зубчатых валов и наличие додробливающего устройства в виде бруса с зубьями

Таблица 1

Техническая характеристика ДПУ-1
со шнеко-зубчатой дробилкой ДШЗ-1200/300

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Показатель
1.	Производительность по материалу с пределом прочности на одноосное сжатие 250 МПа	м/ч	2000
2.	Наибольший дробимый кусок	mm	1200
3.	Максимальный размер кусков на выходе из дробилки	mm	300
4.	Размеры разгрузочного окна	mm	2800 x 2340
5.	Частота вращения шнеков	Об/мин	23
6.	Мощность привода дробилки	kW	2x315
7.	Установленная мощность гидрооборудования	kW	1500
8.	Установленная мощность ходового оборудования	kW	2x90
9.	Подводимое напряжение	V	6000 и 380
10.	Масса	t	450

обеспечивают высокую производительность дробилки при относительно небольших ее габаритах. В сравнении с известными дробилками (щечовыми, конусными и др.) шнеко-зубчатая имеет наименьшую высоту и массу.

КНК-30 является крутонаклонным конвейером, предназначенным для подъема горной массы на уступ высотой 30 м с производительностью 2000 м³/ч (табл. 2).

Конвейер состоит из грузонесущей и прижимной лент, что обеспечивает возможность транспортирования груза под углом 40° к горизонту.

Ленты имеют индивидуальный привод.

Синхронность движения лент контролируется датчиками скорости и регулируется автоматически за счет изменения электромеханической характеристики двигателей привода прижимной ленты.

Рабочая ветвь грузонесущей ленты движется по жестким трех-роликовым опорам, причем каждый ролик на них снабжен храповым механизмом, обеспечивающим односторонность его вращения.

Надёжность нового элемента комплекса ЦПТ – мобильного дробильно-перегрузочного комплекса МДПК, введенного в опытно-промышленную эксплуатацию в 2007 г., характеризуется следующими показателями за 2008 г.:

1. Электрические (18 отказов – 53,9 h);
2. Механические:
 - отказ питателя (1 отказ – 0,7 h);
 - ремонт ленты питателя (1 отказ – 9,7 h);
 - ремонт ленты МДПК (3 отказа – 23,6 h);
 - сварка металлоконструкций МДПК (2 отказа – 7,5 h);
 - отказ додрабливающей балки дробилки ДШЗ (26 отказов - 300,2 h) - заштыбовка негабаритами, износ зубьев и их замена, сварочные работы;
 - ремонт шнеков дробилки ДШЗ (6 отказов – 20 h) - замена зубьев, подтяжка болтов крепления зубьев, сварочные работы;
 - ремонт зубьев дробилки ДШЗ (22 отказа – 136,6 h) - наплавка, сварочные работы;
 - замена зубьев дробилки ДШЗ (66 отказов – 304,5 h).

Всего часовой объём простоев за 2007 г. равен 1045 h, а за 2008 г. 1132 h. С августа 2007 г. по

Таблица 2

Техническая характеристика КНК-30

№ п/п	Наименование	Ед. изм.	Показатель
1.	Высота подъема горной массы	m	30
2.	Максимальный размер транспортируемого материала	mm	300
3.	Угол наклона линейной части конвейера	°C	40
4.	Скорость движения грузонесущей и прижимной лент	m/s	2,4
5.	Ширина лент конвейера	mm	2000
6.	Потребляемая мощность	kW	680
7.	Подводимое напряжение	V	6000 и 380
8.	Масса	t	280

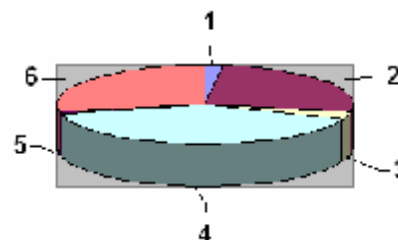


Рис. 3. Распределение режимного времени при эксплуатации МДПК: 1 - ремонт и замена шнеков (2%); 2 – отказ додрабливающей балки (26%); 3 – простои КНК (3%); 4 – ремонт и замена зубьев (40%); 5 – отказ питателя (1%); 6 – время работы (28%)

февраль 2008 г. произведена замена зубьев в количестве 672 шт. При этом месячная производительность МДПК за 2007 г. приведена на рис. 2, а), а за 2008 г. на рис. 2 б).

Анализ показал, что производительность в 2007 г. изменялась от 19 до 182 тыс. м³/месяц, а в 2008 г. от 8 до 228 тыс. м³/месяц, что составляет не более 30% от проектного значения. Это связано с низкой надежностью комплекса МДПК (рис. 3).

Таким образом, простои МДПК составили 1132 h, из которых простои КНК-30 составляет 31,1 часа, что составляет 3%, а простои ДШЗ 1100,9 h, что составляет 97%.

Следовательно, наименее надёжное звено МДПК – дробилка ДШЗ – требует анализа работоспособности отдельных узлов и разработки технических решений по повышению надёжности. Эти решения должны быть учтены в комплексе ЦПТ-руда с КНК-270.

Список литературы:

1. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Циклично-поточная технология в глубоких карьерах. – Ташкент: Фан, 2004. – 337с.
2. Кучерский Н.И. Современные технологии при освоении коренных месторождений золота. – Москва: «Руда и металлы» 2007. – 696с.
3. Анализ показателей работы и простоев комплекса ЦПТ на карьере Мурунтау в 2008 году. Информационное сообщение.

АНАЛИЗ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ ПО ПРИМЕНЕНИЮ В КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ КОМПЛЕКСА ЦПТ-РУДА

Болтаев М.Б., старший преподаватель Зарафшанского ОТФ НГГИ

Проектом реконструкции поточного звена ЦПТ при переходе к контурам IV очереди карьера Мурунтау намечено создание нового технологического объекта ЦПТ-руда на северо-восточном борту. ЦПТ-руда предусматривает применение новых принципиальных решений на базе опытно-промышленных образцов крутонаклонного конвейера КНК-270/2000, дробильно-погрузочной установки ДПУ и отвально-погрузочной машины ОПМ-3500, обеспечивающей загрузку руды непосредственно в железнодорожный транспорт или оперативный склад для последующей экскаваторной погрузки в думпкары.

Такая структура комплекса представляет собой комбинацию цикличной, поточной и цикличной технологии, т.е. в рассматриваемом случае имеет место циклично-поточно-циклическая технология (ЦПЦТ).

В состав погрузочно-складского комплекса входят: конвейер склада КС-3500; отвально-погрузочная машина ОПМ-3500; штабеля оперативного (конвейерного) склада; экскаваторы ЭКГ-8ус; железнодорожная станция. Поперечное сечение штабеля выбрано таким, чтобы обеспечить повышенную емкость склада. Для этого он выполнен в виде траншеи глубиной 4,0 м. Заполнение траншеи может быть увеличено за счет удлинения на 3,5 м стрелы ОПМ-3500, что на 20% увеличивает емкость склада. Площадь поперечного сечения склада составляет 360 м², что при длине 306 м по верху обеспечит емкость до 5 тыс. м³ или до 200 тыс. т руды с учетом увеличенного поперечного профиля.

Комплекс ЦПТ-руда состоит из последовательно соединенных машин в составе ДПП, КНК, конвейера склада и отвально-погрузочной машины, железнодорожных составов, оперативного склада, экскаваторов и автомобильного склада.

Кроме повышенных требований к организации работы железнодорожного транспорта также повышенные требования предъявляются и к надежности работы как отдельных составляющих элементов, так и комплекса ЦПЦТ в целом.

Проектным институтом УкрНИИпроект и Узгеотехлит этот вопрос рассмотрен с точки зрения заданных технологических параметров комплекса ЦПТ-руда. Для этого были выполнены расчёты его надёжности как системы, с решением трёх задач:

1) Годовая эксплуатационная производительность ЦПТ-руда.

2) Коэффициенты готовности поточного звена ЦПТ-руда и его составных частей.

3) Допустимые коэффициенты неравномерности циклического звена ЦПТ-руда.

Коэффициенты готовности определены с учетом уточненной методики УкрНИИпроект для опытно-промышленного оборудования:

- на период ввода в опытную эксплуатацию, т.е. начальное $K_{гн}$;

- после завершения опытной эксплуатации, т.е. проектное K_r .

Расчетные прогнозируемые значения $K_{гн}$ и K_r приведены в табл.

Коэффициент неравномерности циклического звена при проектном значении $K_r = 0,803$ для ЦПТ-руда определен расчетом и составляет $K_n = 1,23$ для циклического звена ЦПТ-руда, что не ниже фактического значения на действующем комплексе ЦПТ-вскрыша. Следовательно, при обеспечении прогнозируемого $K_r=0,8$ по ЦПТ-руда имеется необходимый резерв рабочего времени для достижения годовой эксплуатационной производительности со сложившейся на карьере неравномерностью циклического звена.

Расчет ожидаемой годовой эксплуатационной производительности с учетом установленных взаимосвязей между режимным $T_{рж}$ и расчетным рабочим временем $T_{рр}$, коэффициентами готовности K_r и неравномерности K_n , а также временем на плановое $T_{ппр}$ и аварийное $T_{от}$ обслуживания оборудования показал, что в начальном периоде эксплуатации комплекса ЦПТ-руда его годовую производительность на этот период не следует устанавливать более 13 млн. т.

С учетом этих же взаимосвязей получаем требуемое повышение ритмичности (т.е. снижение допустимой неравномерности) при сохранении годо-

Таблица

Расчетные прогнозируемые значения коэффициентов готовности комплекса ЦПТ-руда

Наименование машин	$K_{гн}$	K_r	Примечания
Дробильно-перегрузочный пункт	0,88	0,92	
Крутонаклонный конвейер	0,93	0,966	
Стационарный конвейер на складе	0,985	0,985	$K_r=K_{гн}$
Отвально-погрузочная машина	0,856	0,903	
ЦПТ-руда	0,717	0,803	

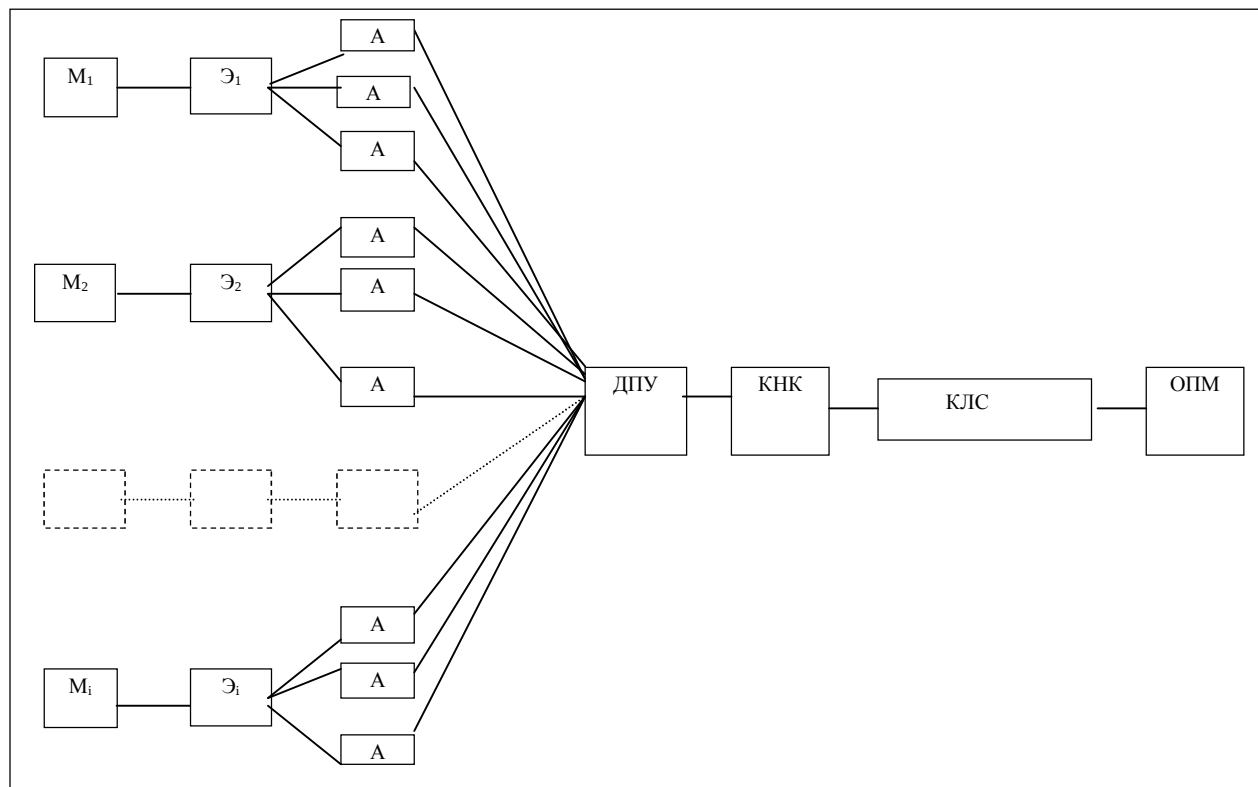


Рис. Структурная схема комплекса ЦПТ-руда: М – горный массив; Э – экскаваторы; А – автосамосвалы; ДПУ – дробильно-перегрузочный узел; КНК – крутонаклонный конвейер; КЛС – конвейер ленточный; ОПМ – отвально-погрузочная машина

вой эксплуатационной производительности:

$T_{ппр}=1122 \text{ h}$ - принимаем на уровне имеющихся расчетов;

$$T_{pp} + T_{от} = T_{рж} - T_{ппр} = 7866 - 1122 = 6744 \text{ h};$$

$$T_{от} = T_p * \frac{1 - K_{эп}}{K_{эп}} = 5483 * \frac{1 - 0,717}{0,717} = 2164 \text{ h};$$

$$T_{pp} = 6744 - 2164 = 4580 \text{ h};$$

$$T_p = \gamma : Q_t = 16\,000\,000 : 3500 = 4572 \text{ h};$$

$$K_{эп} = T_{pp} / T_p = 4580 : 4572 = 1,0.$$

Кроме того, не были учтены следующие факторы:

1. Изменилась надёжность экскаваторных забоев, т.к. бортовое содержание уменьшилось, поэтому выход товарной массы увеличился, что должно быть учтено при определении производительности циклического звена.

2. Появились автосамосвалы с другими показателями надёжности, поэтому в расчётах это должно быть откорректировано.

3. Перегрузочный узел претерпел существенные изменения (конусная дробилка заменена на шнеко-зубчатую), поэтому его работоспособность должна быть спрогнозирована с учётом эксплуатации опытного образца в составе МДПК, в частности, попадание негабарита в ДШЗ увеличивает аварийность, а применение бутобоя – увеличивает технологические простои. Это требует дополнительного изучения.

4. Неравномерность потока транспорта влияет на пропускную способность перегрузочного пункта, что требует учёта при математическом моделировании.

5. Новая конструкция конвейера имеет и новые показатели надёжности, поскольку применён конвейер с прижимной лентой.

6. Отвально-погрузочная машина ОПМ-3500 требует оценки надёжности при работе на три возможных разгрузочных пункта, не определена даже теоретическая доля времени, в течение которого ОПМ будет работать на ж/д транспорт и склад.

7. Расчёты надёжности системы выполнены без учёта надёжности второго циклического звена - ж/д транспорта, т.е. расчёт выполнен для ЦПТ с отвалом, но не для ЦПТ с ж/д транспортом и буферным складом (рис.)

8. Не учтено, что имеется второй рудный поток, не зависящий от комплекса ЦПТ-руда.

Перечисленные особенности технических решений могут улучшить или ухудшить показатели надёжности комплекса ЦПТ-руда, а методически некорректное составление расчётной схемы без учёта железнодорожного транспорта и оперативного склада приводит к искажению результатов.

Таким образом, требуется разработка методики расчета показателей надёжности системы ЦПТ с определением времени ее работы.

ПРОИЗВОДСТВО КАТОДНОЙ МЕДИ В СООТВЕТСТВИИ С МЕЖДУНАРОДНЫМИ СТАНДАРТАМИ

Мавланов А.С., главный менеджер по качеству ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Абасов А.А.**, главный аудитор сертификационного органа TÜV CERT

ОАО «Алмалыкский ГМК» еще с момента создания уделял внимание качеству производимой продукции. Качество – это не только работа отдела технического контроля, это также комплексный контроль и качественная работа каждой службы комбината. В XX веке на комбинате работала система КС УКП – комплексная система управления качеством продукции, главной целью которой было совершенствование организации производства для достижения высоких темпов, улучшения показателей качества выпускаемой продукции, увеличения доли продукции высшей категории качества.

Работа КС УКП на комбинате имела большой положительный опыт по повышению качества продукции. Но при этом следует учитывать, что при практическом использовании методов КС УКП есть и недостатки, которые в современных условиях уже не позволяют изготавливать конкурентоспособную продукцию.

В 2004 г. на комбинате при поддержке компании «МС Консалт» начался процесс внедрения системы управления качеством по международному стандарту ISO 9001. Были запланированы мероприятия, необходимые для достижения поставленной задачи, разработаны процедурные документы для обеспечения управления бизнес-процессами, осуществлено обучение персонала и многое другое в соответствии с нормами ISO 9001. По завершении проекта внедрения ISO 9001 началась подготовка к сертификации.

Был проведен тщательный анализ по выбору органа по сертификации, который смог бы компетентно оценить уровень ОАО «Алмалыкский ГМК», дать четкие рекомендации согласно требованиям ISO 9001, и, самое важное, выдать Сертификат, который безоговорочно признавался бы на Лондонской бирже цветных металлов и в мире в целом. В результате тщательного анализа органов по сертификации был выбран Германский орган по сертификации TÜV CERT, который сегодня представлен в Узбекистане компанией «SERT Management».

Германия является образцовой страной в разных областях промышленности, где качество – является основой основ. Высокого уровня и признания в области качества и надежности Германия достигла благодаря авторитетному Обществу технического надзора – TÜV (Technischer Überwachungs – Verein), которое уже на протяжении почти 150 лет является основным законодателем качества и обеспечивает доверие к продукции, произведенной в Германии.

Кому как не TÜV можно было доверить самое главное для АГМК – проверить соответствие системы управления качеством – самому авторитетному Германскому органу по сертификации – который за свою историю существования заслужил уважение во всех отраслях промышленности и обеспечивает всемирное признание путем выдачи только международно-признанных сертификатов.

В конце 2005 г. был заключен контракт на проведение сертификации по ISO 9001 с TÜV CERT и в процессе сертификации системы менеджмента качества ОАО «Алмалыкский ГМК» международные аудиторы единогласно приняли решение, что система управления соответствует требованиям международного стандарта ISO 9001 версии 2000 г.

С момента сертификации прошло три года. В феврале 2009 г. компанией «SERT Management» была проведена процедура международной ре-сертификации СМК ОАО «Алмалыкский ГМК».

В ходе проведенного аудита был определен ряд рекомендаций, направленных на улучшение функционирования системы управления качеством ОАО «Алмалыкский ГМК».

В целом результаты проведенного ре-сертификационного аудита позволили команде аудиторов TÜV International Certification констатировать тот факт, что ОАО «Алмалыкский ГМК» заинтересован в построении результативной системы управления и в очередной раз подтвердил свой статус и способность удовлетворять требованиям и ожиданиям потребителей на мировом уровне.

В 2008 г. Международная организация по стандартизации – ISO выпустила новый стандарт ISO 9001 версии 2008 г., которая является четвертой редакцией стандарта, впервые опубликованного в 1987 г. В связи с этим система качества ОАО «Алмалыкский ГМК» перестраивается с учетом требований нового стандарта, и следующий надзорный аудит будет проведен на соответствие требований ISO 9001:2008.

Сегодня система управления качеством комбината по ISO 9001 распространяется на производство и реализацию медных катодов. Постоянное развитие, стремление к улучшению – это залог процветания, в связи с этим ОАО «Алмалыкский ГМК» планирует расширять распространение ISO 9001 на другие производства, а также планирует внедрение и других стандартов управления, таких как экологический менеджмент – ISO 14001 и Менеджмент профессиональной безопасности – OHSAS 18001. Данные стандарты помогут в первую очередь, по-

высить культуру безопасности труда, защиты здоровья работников, обеспечения промышленной безопасности и улучшения экологического состояния. Польза от внедрения данных стандартов очевидна.

Система управления по OHSAS 18001 способствует предупреждению и снижению травматизма и заболеваемости на производстве. Система управления по ISO 14001 позволит предприятию снизить не

только отрицательные воздействия на экологию, но и затраты потребления энергоресурсов. Это в целом поможет снизить себестоимость продукции с одной стороны, а, с другой стороны, будет способствовать выполнению Указа Президента РУз N УП-4058 от 28.11.2008 г. «О Программе мер по поддержке предприятий реального сектора экономики, обеспечению их стабильной работы и увеличению экспортного потенциала».

УДК 622.8

© Филимонов А.Е. 2009 г.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОИЗВОДСТВА

Филимонов А.Е., начальник отдела охраны окружающей среды ОАО «Алмалыкский ГМК»

Бурному процессу развития мировой индустриальной промышленности неминуемо сопутствуют факторы негативного воздействия на окружающую природную среду. Интенсивное изъятие полезных ископаемых, природных энергетических ресурсов и загрязнение окружающей среды промышленными выбросами, сбросами в последние 100 лет, привело к явным изменениям природно-климатических условий на Земле.

Мировое сообщество озабочено глобальными экологическими проблемами, такими как - состояние озонового слоя стратосферы Земли, рост концентрации парниковых газов в атмосфере, таяние полюсных льдов в Антарктиде и Арктике, рост дефицита пресной воды в регионах с засушливым климатом, водное истощение рек, озёр и материковых морей. Динамика и причины природных изменений изучаются с использованием потенциала мировой науки. Результаты исследований становятся основой при определении экологических решений странами, участниками международных конвенций по защите окружающей среды под эгидой Организации Объединённых наций. Узбекистан активно участвует во всех международных акциях охраны природы как государство, обладающее значительными природными богатствами полезных ископаемых и развитой промышленной структурой их добычи и переработки. Безотлагательно, в первые годы независимости Республики Узбекистан были приняты и вступили в действие Законы Республики Узбекистан: «Об охране природы», «Об охране атмосферного воздуха», «О недрах», «О воде и водопользовании», «Об отходах» и другие, которые отвечают международным экологическим требованиям. Экологическое законодательство в Узбекистане определяет единство государства, хозяйствующих субъектов и физических лиц в оценке и определении стратегии в экологической политике.

ОАО «Алмалыкский ГМК» один из крупнейших предприятий в Узбекистане - флагман цветной металлургии. Объекты комбината расположены в четырёх областях республики: Ташкентской, Наманганской, Джизакской и Сурхандарьинской. Расстояние между

граничащими объектами до 1100 km.

Объёмы сырьевых потоков исчисляются десятками млн. t в год, а производимая продукция комбината - цветные, благородные, драгоценные и редкоземельные металлы соответственно в десятках тыс. t, в t, kg. Общая численность работающих в комбинате составляет более 25 тыс. чел., в том числе руководителей, ИТР и служащих - 3,2 тыс.

Само определение - «Разработка полезных ископаемых с целью их извлечения в продукт...» (в нашем случае - цветные металлы) по своей сути и содержанию означает вмешательство в естественное состояние природной среды.

Другими словами, природная среда в таких условиях сохранить свою естественность не может ни при каких условиях.

Поэтому наша задача, как нарушающих естество природной среды в конкретных зональных границах, состоит в том, чтобы ни в коем случае цели хозяйственно экономического развития не выходили на грань экологической катастрофы в отдельно взятом регионе.

Вопрос соблюдения научно обоснованных предельно допустимых уровней воздействия на природную среду далеко не праздный. Он находится в основе многих положений и статей экологического законодательства обязательных к исполнению каждым. Какова экологическая ситуация в нашем комбинате?

Очередной инвентаризацией производственных источников выбросов загрязняющих веществ в атмосферу на комбинате, проведённой в 2006-2008 гг. с участием научно-исследовательского и проектного института геологии «O'zGEOTEXLITI», определено 1557 источников выделения загрязняющих веществ 72-х наименований и 681 источник выбросов в атмосферу, в их числе - 445 источников оснащенных пылегазоочистным оборудованием и 236 источников неорганизованного выброса.

Согласно природоохранному законодательству Республики Узбекистан, требованиям Государственного комитета Республики Узбекистан по охране природы комбинат имеет все обязательные нормативно-экологические документы: «Проекты предельно-

допустимых выбросов загрязняющих веществ в атмосферу» (ПДВ), «Проекты предельно-допустимых концентраций загрязняющих веществ в сбросах в водные объекты» (ПДС), «Лимиты образования и движения отходов», «Разрешения на специальное водопользование» (РСВ).

По всем загрязняющим веществам, кроме сернистого ангидрида, установленные нормативы предельно допустимых выбросов в окружающую природную среду соблюдаются. Это обусловлено ежегодным выполнением «Планов природоохранных мероприятий», предусматривающих: ремонты и реконструкции действующего пылегазоочистного оборудования и оборудования очистных сооружений; локальные пылеподавления при разработке, транспортировке и дроблении рудных материалов в карьерах и на обогатительных фабриках; меры по герметизации и обеспечению нормального технического состояния газопроводов, пульпопроводов, трубопроводов воды и пара.

Планирование и освоение средств на ремонт и наладку пылегазоочистного оборудования 2005-2008 гг. составили:

2005 г. – при плане 72755,0 тыс. сум, фактически освоено 131172,0 тыс. сум;

2006 г. – при плане 129827,0 тыс. сум, фактически освоено 266111,0 тыс. сум;

2007 г. – при плане 256786,0 тыс. сум, фактически освоено 344590,0 тыс. сум.

2008 г. - при плане 931900,0 тыс. сум, фактически освоено 934600,0 тыс. сум.

Несмотря на явную тенденцию ежегодных увеличений затрат на ремонты, наладку и содержание экологического пылегазоочистного оборудования действия в этом направлении не решают и не могут решить вопрос сокращения выбросов сернистого ангидрида (SO_2) с отходящими газами медеплавильного завода. Выбросы сернистого ангидрида с отходящими газами металлургического передела медеплавильного завода в разы превышают установленный ПДВ, что сказывается на состоянии атмосферы в Алмалыке и прилегающем регионе, особенно в периоды неблагоприятных метеоусловий.

Проблема загрязнения атмосферы сернистыми газами возникла с завершением строительства и вводом в эксплуатацию в 1964 г. первой очереди медеплавильного завода (МПЗ). Первоначально расплав медных концентратов осуществлялся только в отражательной печи, отходящие сернистые газы выбрасывались в атмосферу через 180-ти метровую санитарную трубу. В развитие медного производства в 1968 г. были построены печь кислородно-факельной плавки (КФП) и сернокислотное производство (СК-2). Отходящие сернистые газы печи КФП в полном объеме направлялись в сернокислотное производство на получение серной кислоты. Отходящие газы отражательной печи с малой, недостаточной для сернокислотного производства концентрацией сернистого ангидрида, выбрасывались в атмосферу. Эта структура металлургического передела сохранилась до настоящего времени с изменением того, что сернистый ан-

гидрид в отходящих газах КФП и частично газы конвертерного передела утилизируются не одним, а двумя сернокислотными производствами СК-2 и СК-3 (построенными в 1992 г.).

Дальнейшее решение вопроса в данном направлении - реализация реконструкции медеплавильного завода, предусматривающая два основополагающих момента:

1. Доведение мощностей сернокислотных производств до уровня, обеспечивающего утилизацию не менее 95% сернистых газов, образующихся при плавке всей массы медных концентратов поступающих на медеплавильный завод.

2. Строительство в замен отражательной печи новой плавильной печи с технологией ПЖВ или ФБП, обеспечивающей возможность плавки разных видов медьсодержащего сырья и образования отходящих газов с концентрацией сернистого ангидрида в параметрах не ниже 5% объема, приемлемой для принятия газов сернокислотным производством на утилизацию.

Реализация этих двух моментов предусмотрена Постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан № 212 от 19.09.2008 г. «О Программе действий по охране окружающей среды Республики Узбекистан на 2008-2012 гг.»

В январе 2009 г. на уровне Правительства Республики Узбекистан решен вопрос финансирования строительства нового сернокислотного цеха на медеплавильном заводе комбината. Строительство новой плавильной печи на МПЗ в 2013-2014 гг. пока под вопросом в связи с мировым экономическим кризисом и снижением цен на медь на мировом рынке металлов.

ОАО «Алмалыкский ГМК»- предприятие с водоемкими технологическими процессами (рис. 1, 2). Лидерами по объемам потребления воды являются обогатительные фабрики МОФ, СОФ, ЗИФ Ангренского рудоуправления, ЗИФ Чадакского рудоуправления.

Источниками водоснабжения подразделений комбината являются собственные групповые и одиночные скважинные водозаборы, родники, поверхностная вода, вода местных организаций водообеспечения населенных пунктов «Сувоково» («Водоканалы»).

Собственные водозаборы:

- 62 скважины на четырех групповых водозаборах;
- 47 скважин на одиннадцати одиночных водозаборах;

- 1 галерейный водозабор в верховьях «Саук-Булак-Сая»;

- 2 родниковых водозабора в зонах «Синегорье» и «Хандиза»;

- 5 водозаборов поверхностной воды из каналов и рек (Алмалык, Ангрен, Чадак).

Водопотребление и водоотведение это «две стороны одной медали». На объектах комбината 23 источника загрязнённых производственных стоков. Все стоки подвергаются физико-химической или физической очистке в очистных сооружениях (ОЧС).

Очищенные воды направляются: от 8-ми ОЧС в систему оборотного водоснабжения производств; от 2-х ОЧС в городскую канализацию; от 4-х ОЧС на поля



Рис. 1.

земледельческого орошения; от 2-х ОЧС в пруды испарители и от 7-ми ОЧС в водные объекты.

Сбережению и защите водных ресурсов от загрязнения на комбинате уделяется определённое внимание:

1. 300 тыс. загрязнённой карьерной воды рудника «Кальмакыр» ежемесячно сбрасывалось в поверхностный природный водоток «Алмалык-Сай», протекающий через город Алмалык. В порядке выполнения природоохранных мероприятий в 2000-2002 гг. в зоне водосброса карьерных вод р. Кальмакыр была построена насосная станция с 4-х километровым водоводом до свинцово-обогащательной фабрики. С 01.01.2003 г. сброс шахтных вод в «Алмалык-Сай» был ликвидирован, шахтная вода перекачивается на технологические нужды СОФ при этом пропорционально сокращено потребление фабрикой свежей воды.

2. Уникальный пример защиты водных запасов от загрязнений - Чадакская система вторичного использования не только производственных стоков но и воды бытовых стоков производственного комплекса Чадакской золотообогащательной фабрики и посёлка Чадак.

Чадакское рудоуправление ОАО «Алмалыкский ГМК» находится в Наманганской области. Производ-



Рис. 2.

ственные объекты рудоуправления: шахты, обогащательная фабрика, вспомогательные производства, административно - бытовые помещения, а также посёлки «Олтинкон» и «Чодак» расположены на берегах горной реки «Чадак-Сай», уникальной исторически, геологически и экологически.

Названные посёлки исчисляют свою историю в несколько тысячелетий. «Чадак-Сай» является единственным источником водоснабжения как для рудоуправления, так и для жителей посёлков на его берегах. Задачу полной защиты вод «Чадак-Сая» решили путём исключения любых загрязнённых стоков в него. Исходя из этой задачи при Чадакском рудоуправлении были построены комплексные водоочистные сооружения, включающие три стадии очистки: физическую, химическую и биологическую.

В результате, все загрязнённые стоки, поступающие с обогащательной фабрики и по канализационной сети из посёлка проходят очистку на очистных сооружениях, после этого воды откачиваются на обогащательную фабрику для использования в технологии.

Таким образом, вторично использованная вода откачивается с хвостами обогащения в хвостохранилище, которое имеет гидроизоляционную защиту основания и находится на достаточном удалении от реки «Чадак-Сай».

3. На протяжении многих лет до 2006 г. медная обогащательная фабрика не могла обойтись без отбора свежей воды (6-8 млн. м³/год) из поверхностного источника (оросительного канала «Таначи-Бука»). С 2006 г. забор воды из канала был прекращён без увеличения потребления свежей воды из других источников.

Возможность сокращения объёмов потребления свежей воды на фабрике была обеспечена за счёт перехода на круговой намыв хвостов с уменьшением фильтрационных потерь воды из хвостохранилища и появившейся возможности более интенсивного отбора воды из отстойного прудка хвостохранилища.

4. Реализация в 2004 г. проекта строительства дамбы кругового намыва хвостов на объединённом хвостохранилище ОХХ (МОФ/СОФ), кроме сокращения потребления фабрикой свежей поверхностной воды, обеспечило почти полное решение экологического вопроса - фильтрационное загрязнение подземных вод в зоне хвостохранилища, имевшего место более 20-ти лет.

С вводом хвостохранилища в эксплуатацию в 1982 г. уровень подземных вод (в примыкающем регионе) за 10 лет повысился с отметки минус 28-30 м до отметки 1,0-0,5 м. Таким он был и в период 2000-2005 гг. Начиная с конца 2005 г. уровень грунтовых вод стал динамично падать и к концу 2008 г. достиг отметки минус 13 м.

Это факт свидетельствует о значительном (почти полном) снижении уровня воздействий хвостохранилища на запасы подземных вод как количественно, так и качественно. Хвосты (пески)- отходы процесса обогащения рудного материала, в которых содержатся остаточные концентрации полезных ископаемых,

классифицируется как техногенное образование с возможным (в перспективе) использованием в качестве сырья в производствах доизвлечения компонентов. Массы накоплений полезных ископаемых в хвостохранилищах на кадастровом учете в Госкомгеологии Республики Узбекистан. Также, к категории техногенных образований, согласно инвентаризационных экологических паспортов на отходы, относятся отвалы забалансовых и окисленных руд, накопления металлургических шлаков, шламов, клинкера и других отходов с остаточным содержанием металлов.

В комбинате 4 действующих хвостохранилища, два («СХХ» и «ОХХ») в Алмалыкской промзоне, по одному в Ангренской и Чадакской промышленных зонах, два хвостохранилища строятся – в зоне месторождения Хандиза (Сурхандарьинская область) и промзоне рудника Уч-Кулач (Джизакская область). По данным на 01.01.2009 г. масса хвостов, соскларированных в хвостохранилищах: СХХ-517,9 млн. т; ОХХ-531,6 млн. т; хвостохранилище Ангренского рудоуправления - 6,8 млн. т; хвостохранилище Чадакского рудоуправления – 3,5 млн. т. Как видно из приведённых данных, хвостохранилища в Алмалыкской промышленной зоне – внушительные гидротехнические сооружения. Занимаемые ими площади: - «СХХ» - 780 га; «ОХХ» - 2606 га;

Максимальная высота ограждающей дамбы: «СХХ» - 77,2 м; «ОХХ» - 50,2 м. Оба хвостохранилища классифицируются как техногенно опасные объекты первой категории. Первоначальный проект строительства и последующие, поэтапные проекты эксплуатации и развития этих двух хвостохранилищ выполнялись одним проектным институтом, ныне ЗАО «Механобр инжиниринг» (г. Санкт Петербург).

В настоящий момент с ЗАО «Механобр инжиниринг» заключен контракт на разработку очередных проектов эксплуатации «СХХ» и «ОХХ» на период 2010-2012 гг. Первым и настоящим главным проектировщиком «СХХ» и «ОХХ» является начальник гидротехнического отдела ЗАО «Механобр инжиниринг» Тимофеев Николай Валерьянович. 55 лет ежегодно раз, а то и два раза в год он бывает на комбинате в командировках с целью оценки текущего состояния и проектного соответствия ограждающих сооружений хвостохранилищ и оборудования гидротранспорта хвостов, а также с целью анализа и сбора данных для очередного проектирования. В декабре 2008 г. Николаю Валерьяновичу исполнилось 80 лет, 55 из которых связаны с нашим комбинатом.

Таким образом, проводившиеся работы в ОАО «Алмалыкский ГМК» в области экологии позволяют снизить влияние производственных факторов на окружающую среду.

УДК 378.6

© Исмагуллаев П.Р., Аъзамов А.А. 2009 г.

ПРОБЛЕМЫ ПОДГОТОВКИ КАДРОВ ПО НАПРАВЛЕНИЯМ «СТАНДАРТИЗАЦИЯ, МЕТРОЛОГИЯ И СЕРТИФИКАЦИЯ» И «МЕНЕДЖМЕНТ КАЧЕСТВА ПРОДУКЦИИ» В ВУЗАХ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Исмагуллаев П.Р., профессор кафедры «Метрология, стандартизация и сертификация» ТашГТУ, Академик Международной Академии Высшей школы, докт. техн. наук; **Аъзамов А.А.**, заведующий кафедрой «Метрология, стандартизация и сертификация» ТашГТУ, канд. техн. наук, доцент

С первых дней независимости Правительство Республики Узбекистан обратило первостепенное внимание на подготовку кадров в новых условиях, когда экономика отраслей промышленности, сельского хозяйства, образования, социальной сферы функционирует в рыночных отношениях.

Как отмечает президент Республики Узбекистан И.А. Каримов: «Какие бы задачи мы сегодня не ставили, какие бы проблемы нам не приходилось решать, в конечном итоге все упирается в кадры и только в кадры. Без преувеличения можно сказать - наше будущее, будущее нашей страны полностью зависит от того, кто придет на смену, какие кадры мы воспитываем».

Острота проблемы подготовки кадров потребовала коренного реформирования всей системы образо-

вания на основе богатого интеллектуального наследия народа и общечеловеческих ценностей, достижений современной культуры, экономики, науки, техники и технологий.

В результате этой огромной работы были разработаны законы «Об образовании» и «О национальной программе по подготовке кадров», которые были приняты Олий Маджлисом Республики Узбекистан в 1997 г. Вот уже более десяти лет в Республике Узбекистан успешно выполняется и претворяется в жизнь национальная программа подготовки кадров.

В соответствии с Национальной программой по подготовке кадров были разработаны нормативные документы высшего образования - **Государственный образовательный стандарт высшего образования (основные положения) и Государственный образо-**

вательный стандарт высшего образования (классификатор направлений и специальностей).

В Государственном образовательном стандарте высшего образования (основные положения) сформулированы основные требования, а также сроки подготовки в бакалавриате и магистратуре. При разработке классификатора направлений и специальностей высшего образования использован принцип кодирования международной стандартной классификации образования, принятой ЮНЕСКО. На основе этих законодательных документов в республике успешно внедрена многоуровневая система высшего образования (бакалавриат и магистратура). В соответствии с классификатором направлений и специальностей в стране готовятся кадры высшего образования по 103 направлениям и более 600 специальностей и специализаций.

В принятом и внедренном в практику образовательном классификаторе весомое место занимают высшие технические и технологические направления бакалавриата и входящие в них специальности магистратуры. Только по техническим и технологическим направлениям, утвержденным классификатором, предусмотрено более 60 направлений и 500 специальностей магистратуры. Здесь уместно отметить, что в годы независимости особое внимание было обращено на подготовку кадров, специалистов, ранее не готовившихся в республике, а острая нехватка специалистов с высшим образованием в области метрологии, стандартизации и сертификации ощущалась с первых дней независимости, а также в связи с организацией Узбекского государственного центра метрологии, стандартизации и сертификации, в последующем реорганизованного в Агентство «Узстандарт». В настоящее время специалистов высшего образования по метрологии, стандартизации и сертификации готовят только в Ташкентском государственном техническом университете на кафедре «Метрология, стандартизации и сертификации», а повышение квалификации инженерно-технических специалистов и их переподготовка осуществляются Агентством «Узстандарт» в Научно-исследовательском институте стандартизации, метрологии и сертификации. За годы независимости только на кафедре ТашГТУ подготовлено более 400 специа-

листов, которые успешно работают в системе Агентства «Узстандарт», его территориальных управлениях, а также на многих крупных предприятиях Республики Узбекистан.

Только за последние два года кафедрой «Метрология, стандартизация и сертификация» подготовлено более 140 магистров и бакалавров (21 магистров и 121 бакалавров). На рис. 1. приведено количество подготовленных специалистов по годам.

Однако подготовка кадров по направлению «Метрология, стандартизация и сертификация» не решает задачу обеспечения качества конкурентоспособной отечественной продукции и услуг на внешних и внутренних рынках, увеличения экспортного потенциала в целом. В связи с этим Кабинет Министров Республики Узбекистан принял Постановление № 349 от 22.07.2004 г. «О мерах по внедрению на предприятиях систем управления качеством, соответствующих международным стандартам». В соответствии с этим Постановлением более 200 предприятий республики должны перейти на новую систему управления качеством в соответствии с международным стандартом ИСО 9001. Учитывая актуальность обеспечения современных предприятий, внедряющих системы управления качеством, соответствующим международным стандартам, кадрами высшего образования по системам качества, отдельным пунктом этого Постановления поручено Минвуз Республики Узбекистан обеспечить подготовку специалистов по новому направлению - «менеджер по качеству». Поэтому в последнее время Минвуз и Агентство «Узстандарт» принимают действенные меры по обеспечению кадрами-специалистами по управлению качеством продукции. В соответствии с этим Минвузом Республики Узбекистан было поручено Ташкентскому государственному техническому университету разработать государственный образовательный стандарт высшего образования по направлению «Менеджмент качества продукции (по видам продукции)». Группой ученых и преподавателей кафедры «Метрология, стандартизация и сертификация» был разработан государственный образовательный стандарт высшего образования с кодовым номером 5524300 по направлению - «Менеджмент качества продукции (по видам продукции)»

и утверждён Минвузом Республики. В 2006/2007 учебном году организован прием на новое направление бакалавриата «Менеджмент качества продукции». Подготовка кадров по этому направлению обеспечивается путем реализации общих образовательных и профессиональных программ, которые объединены в специальные учебные образовательные блоки: гуманитарные и социально-экономические дисциплины, математические и естественно-научные дисциплины, общепрофессиональные дисциплины и специальные дисциплины основного направления. Следовательно, подготовленный бакалавр базового высшего образования, владеющий основами гуманитарных и социально-экономических наук, знающий математические и естественно-научные дисциплины

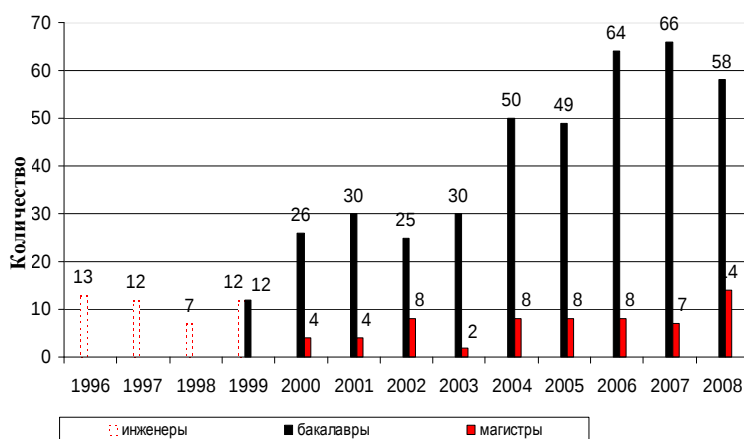


Рис. 1. Количество подготовленных специалистов по годам

лины, должен быть способен анализировать социальные методы этих наук в различных видах профессиональной деятельности в рамках этого направления. Структура учебного плана бакалавриата этого направления приведена на рис. 2.

В отличие от бакалавра, магистр обладает более высоким уровнем подготовки, знаний и умений по конкретной специальности в рамках основного направления образования. Он владеет историческими и философскими аспектами определенной области знаний, глубоко разбирается в естественно-научных и гуманитарных направлениях большинства дисциплин, широко эрудирован в сфере специальных дисциплин направления и специальности. Главное отличие магистра от бакалавра - подготовленность к научной, научно-исследовательской, научно-технической, технологической (производственной) и научно-педагогической деятельности. Магистрская подготовка завершается защитой магистерской диссертационной работы. На рис. 3 представлена структура учебного плана магистратуры. Главное требование государственного образовательного стандарта - обеспечение качества и повышение конкурентоспособности в подготовке кадров-специалистов, которое, во-первых, существенно зависит от уровня базовых знаний поступивших студентов по этому направлению и от качества преподавания, обеспечиваемого профессорско-преподавательским составом, направленным на решение проблем повышения качества подготовки специалистов.

1. Усиление профориентационной работы, проводимой кафедрой с учащимися академических лицеев и профессиональных колледжей. К этой работе мы должны привлекать профессоров и опытных педагогов. Основная цель этой важной работы - активное привлечение одаренной молодежи к современным направлениям высшего технического образования, в

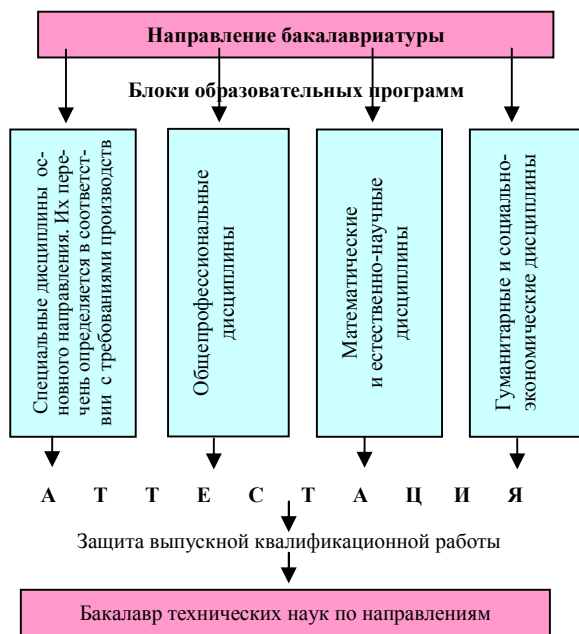


Рис. 2. Структура учебного плана бакалавриатуры

частности, к метрологии, стандартизации, сертификации и менеджменту качества продукции.

2. Решение Минвузом Республики вопроса об организации специального колледжа по метрологии, стандартизации и управлению качеством.

3. Надлежащее научно-методическое обеспечение учебного процесса. Это, прежде всего, обеспечение учебного процесса кадрами высшей научной квалификации (докторами наук, профессорами, доцентами) и кадрами с большим опытом и стажем работы в сфере стандартизации, метрологии и сертификации, а также сотрудниками Агентства «Узстандарт» и Научно-исследовательского института стандартизации и метрологии (НИИСМС). При этом методическое обеспечение каждой специальной дисциплины должно отвечать современным требованиям педагогической технологии.

Методическое обеспечение специальных дисциплин, читаемых бакалаврам, схематично показано на рис. 4. Из схемы следует, что наряду с традиционными методами обучения (чтение лекций, проведение лабораторных и практических занятий), в учебной программе уделяется внимание вопросам самообразования – самостоятельным работам студентов. Преподаватель должен обеспечивать студентов соответствующим раздаточным материалом для лучшего усвоения каждой темы.

Вместе с тем преподаватель заранее предлагает студентам тематику самообразования, домашнее задание для глубокого закрепления пройденного материала, специальных задач с учетом специфики каждой специальной дисциплины. Как свидетельствует опыт преподавания, усиление вопросов самообразования способствует высокой успеваемости и повышению качества и конкурентоспособности подготавливаемых кадров.

Ограничимся одним примером преподавания общего курса «Метрология, стандартизация и сертификация» для групп бакалавриата технических и технологических направлений. Прежде всего, уделяется особое внимание основному вопросу: «Роль метрологии, стандартизации и сертификации в развитии

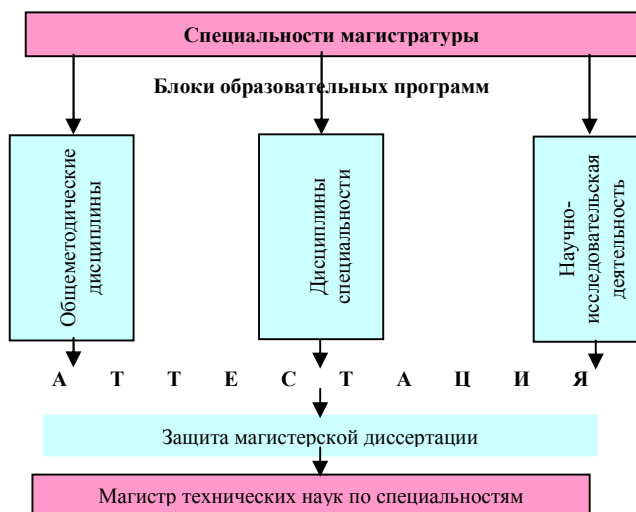


Рис. 3. Структура учебного плана магистратуры

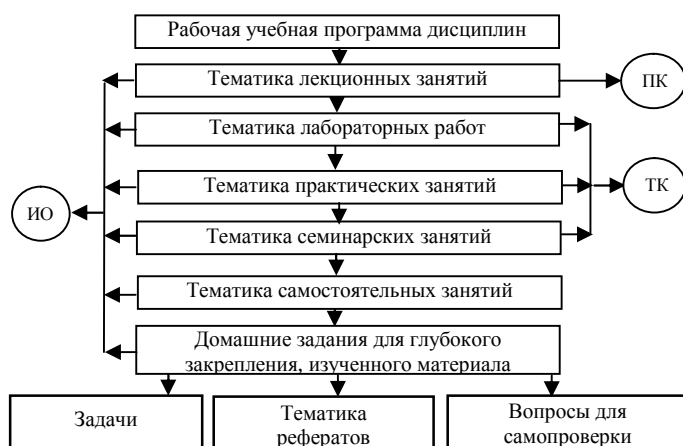


Рис. 4. Структурная схема рабочей учебной программы: ТК – текущий контроль, ПК – промежуточный контроль, ИО – итоговая оценка

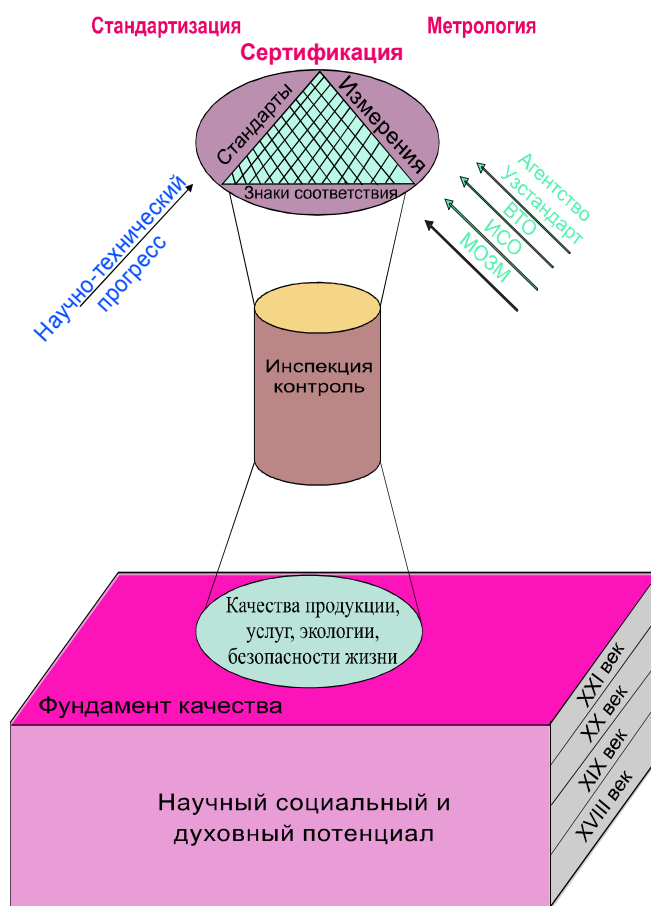


Рис. 5. Виртуальная схема качества

экономики республики, промышленности, высоких технологий», а также задачам преподавания этого предмета. В этом вопросе мы привлекаем внимание студентов к **виртуальной схеме качества** (рис. 5), поскольку требование обеспечения качества должно стать непреложным критерием оценки любого дела. Эта схема выдается каждому студенту в качестве раздаточного материала. После изучения виртуальной схемы качества знакомим студентов с основными вы-

водами, вытекающими из нее: качество жизни сегодняшнего дня базируется на фундаменте качества, созданном ранее; качество зависит от уровня научного, социального и духовного потенциала страны; научно-технический прогресс определяет уровень развития трех составляющих качества – стандартизации, метрологии и сертификации; на составляющие качества оказывают влияние международные организации по стандартизации: ИСО, МОЗМ, МЭК и ВТО; Агентство «Узстандарт» Республики Узбекистан координирует и организует деятельность предприятий и учреждений по развитию стандартизации, метрологии и сертификации. Современные составляющие качества (стандартизация, метрология и сертификация) обеспечивают создание информационной базы данных с целью дальнейшего совершенствования систем качества в республике. Все вышеприведенные важные выводы требуют особого внимания к вопросам стандартизации, метрологии и сертификации при подготовке кадров, что и обусловило необходимость разработки курса «Стандартизация, метрология, и сертификация» для всех направлений бакалавриата. Кафедра ТашГТУ как базовый Вуз в Республике Узбекистан, обеспечивает разработку типовых и рабочих учебных программ и необходимых учебно-методических материалов.

4. Подготовка и издание учебников, учебных пособий и методических указаний по метрологии, стандартизации, сертификации, управлению качеством, стандартизации и сертификации продукции и услуг. Здесь необходимо отметить положительную роль Агентства «Узстандарт», НИИСМС, ТГТУ и ряда других организаций.

Ими в последнее время подготовлены и опубликованы необходимые издания для студентов вузов, курсов повышения квалификации и переподготовки: «Основы стандартизации, сертификации и управление качеством», авторы: А.А. Абдувалиев, М.Н. Алимов и др. (2005 г.); «Основы обеспечения единства измерений», авторы А.А. Абдувалиев, П.Г. Авакян, А.Б. Садыков и др., книги 1 и 2, (2005 г.); «80 лет стандартизации в Узбекистане», автор Алимов М.Н., 2005 г.; «Система менеджмента качества – основа конкурентоспособности», авторы Ахмедов Б.М., Аббосов А.А.; «Введение в стандарты ИСО 9000 версии 2000 г.», автор Ахмедов Б.М. (2004 г.); «Метрология, стандартизация и сертификация», авторы П.Р. Исмаилов, Б.М. Ахмедов и др., учебник (2001 г.); «Стандартизация: энциклопедический словарь-справочник», авторы Абдувалиев А.А., Алимов М.Н., Латипов В.Б. (2006 г.); «Стандартизация, метрология, сертификация», авторы: Абдувалиев А.А., Латипов В.Б., Умаров А.С., Алимов М.Н., Хакимов О.Ш., Хван В.И. (2007 г.);

5. Повышение квалификации и переподготовка специалистов. Эта проблема решается Агентством «Узстандарт», Научно-исследовательским институтом СМС и рядом консалтинговых организаций, которые успешно функционируют в Республике Узбекистан.

ПОЛОЖЕНИЕ О РАБОТЕ С ТВОРЧЕСКИ АКТИВНЫМИ СТУДЕНТАМИ

Положение утвердили: Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук; Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления ГП НГМК, докт. техн. наук, профессор. **Составители:** Бибик И.П., зам. главного инженера по НТ Центрального рудоуправления ГП НГМК, канд. техн. наук; Наимова Р.Ш., декан Зарафшанского ОТФ НГГИ, канд. техн. наук

Основной задачей высшей школы в современных условиях является подготовка всесторонне развитых специалистов, способных непрерывно пополнять и углублять свои знания, повышать идейный, теоретический и профессиональный уровень, активно участвовать в ускорении научно-технического прогресса.

Все возрастающее значение в деле повышения качества подготовки специалиста, отвечающего требованиям науки, техники и культуры, приобретает научно-исследовательская работа, выполняемая профессорско-преподавательским составом с привлечением студентов. Она имеет триединую цель: решение актуальных научных и производственных задач, улучшение качества подготовки будущих специалистов и повышение квалификации преподавателей. Поэтому чем выше научный потенциал учебного заведения, тем содержательнее и современнее его учебно-методическая база.

В последние годы к участию студентов в научно-исследовательской работе стала способствовать объективная потребность в том, чтобы будущие специалисты в процессе обучения приобретали навыки научно-технического творчества, так как характер труда специалиста во все большей мере становится творческим и требует соответствующей подготовки.

В связи с этим современный специалист должен владеть не только необходимой суммой фундаментальных и специальных знаний, но и определенными навыками творческого решения практических вопросов, умением использовать в своей работе все то новое, что появляется в науке и практике, постоянно совершенствовать свою квалификацию, быстро адаптироваться к условиям производства. Все эти качества необходимо воспитывать в вузе, а воспитываются они через привлечение студентов к решению творческих задач.

Кроме того, современное производство изобилует профессиями, от которых зависит эффективность и безопасность промышленных объектов. Поэтому на таких объектах должны работать специалисты, которые помимо профессиональных знаний обладают высокими морально-этическими, профессионально ориентированными качествами.

Опыт высшей школы показывает, что в современных условиях творческая работа в учебных заведениях должна трансформироваться из средства развития творческих способностей отдельных студентов в мощный рычаг повышения качества подготовки большинства инженерно-технических

специалистов, что позволяет направлять научный и трудовой потенциал студентов на решение производственных задач. При этом ориентир идет не на единичных, «одаренных» студентов, а на творчески активную часть студентов, стремящихся к расширению познаний, приобретению навыков решения творческих задач и готовящихся к работе на производстве.

Навоийский государственный горный институт, как внутриотраслевой вуз, на равноправной основе сотрудничает с предприятиями Государственного предприятия «Навоийский ГМК», на базе которых осуществляются производственное обучение и производственная практика. Производственное обучение предусматривает проведение лабораторных и практических работ, выполнение курсовых проектов и дипломной работы. Практические и лабораторные занятия связаны с решением различных конкретных задач расчетного или экспериментального характера. Курсовые проекты и дипломные работы, отличаясь в основном лишь объемом выполняемых заданий, имеют определяющее значение в формировании инженерных навыков будущих специалистов. Производственная практика предусматривает прохождение и закрепление полученных теоретических знаний непосредственно на предприятии, где студенты как будущие горняки и металлурги, которым через некоторое время предстоит влиться в трудовые коллективы горных участков и металлургических цехов, не просто знакомятся с технологическим процессом, а работают на конкретных рабочих местах, познавая их процессы изнутри. За время производственных практик часть студентов получает рабочие профес-



Лекция для творчески активных студентов

сии: помощник машиниста, машинист буровой установки, машинист экскаватора, машинист мельницы, слесарь-ремонтник и др.

В НГТИ активно внедряются передовые педагогические технологии. Так, в Зарафшанском общетехническом факультете НГТИ совместно с Центральным рудоуправлением ГП НГМК постоянно ведется поиск перспективных кадров. Здесь одними из первых в Республике Узбекистан проведен отбор студентов, желающих расширить свои знания и приобрести навыки решения практических задач горно-металлургического производства. При этом за основное направление принято участие студентов в научных исследованиях, проводимых применительно к условиям действующих объектов Центрального рудоуправления (карьеру Мурунтау и Ташкура, шахта «М», ГМЗ-2, КФК, ЦЛКУТ и ООС и др.), которые отвечают современным техническим требованиям и оснащены мощным передовым технологическим оборудованием. Некоторые темы в области технологии горных работ, экологии и др. рассматриваются с позиции применения новейших информационных технологий, пригодных для предприятия.

При отборе студентов для занятия научной работой, конечно, учитывается уровень базовых знаний, но главным является желание и стремление студента расширить свои профессиональные знания и приобрести навыки решения инновационных задач с дальнейшим практическим применением. Этих требований достаточно для того, чтобы на начальном этапе приобщения к научной работе разделить всех студентов на творчески активную и творчески пассивную части.

Работниками Центрального рудоуправления и преподавателями Зарафшанского ОТФ НГТИ выработаны определенные приемы в работе с творчески активными студентами, поэтапность проводимой работы представлена в виде положения о работе с творчески активными студентами:

1. Отбор студентов для занятия научно-исследовательской работой.

На первом этапе, для того чтобы выделить творчески активную часть студентов, к тому же желающую расширить свои знания и приобщиться к научной работе, выявляется их наклонность к определенной деятельности и выбирается направление научной работы в рамках горно-перерабатывающего производства. Эта часть работы ложится на преподавателей факультета, поскольку вся деятельность студентов проходит в тесном контакте с ними, и они уже могут в первом приближении оценить потенциальные способности каждого студента.

На следующем этапе темы отобранных студентов обсуждаются с заместителем главного инженера Центрального рудоуправления по новым технологиям, курирующим научно-исследовательские работы. При этом направление научной работы конкретизируется с учетом интересов производства. Одновременно

подбираются кандидатуры руководителей от Зарафшанского ОТФ и консультантов от предприятия, которые будут «вести» студентов по выбранному пути.

Затем организуется выезд творчески активных студентов на рабочие места подразделений Центрального рудоуправления согласно специфики предполагаемой научно-исследовательской работы.

2. Конкретизация направления научно-исследовательских работ с учетом интересов производства.

Под руководством главного инженера Центрального рудоуправления проводится совместный научно-методический совет, в котором принимают участие специалисты предприятия, преподаватели факультета и студенты. На этом совете при непосредственном участии студентов, потенциальных руководителей, консультантов и преподавателей в форме открытого диалога обсуждается каждая тема, конкретизируется направление работы и формируется задача дальнейших исследований.

Научные исследования проводятся в следующих направлениях горно-металлургического производства: взрывные и буровые работы, математическое моделирование транспортных систем карьера, открыто-подземный способ отработки месторождения, методика лабораторных измерений, экология, экономика, технологическая паспортизация руд, создание информационно управляющих систем, повышение надежности горно-перерабатывающего оборудования и др.

3. Составление плана работы, посещение объектов исследования, подготовка к отчетам на научно-технических семинарах, изучение необходимой литературы.

Творчески активные студенты составляют совместно с руководителями и консультантами план работы, посещают необходимые для выбранной тематики объекты Центрального рудоуправления, тщательно готовятся к отчетным семинарам - подготавливают презентацию в электронном виде и шлифуют ораторское мастерство, при этом всю общую организационную работу ведут декан Зарафшанского ОТФ НГТИ и заместитель главного инженера Центрального рудоуправления по новым технологиям. В процессе самостоятельной работы студентов с учебным материалом основными их помощниками являются книги. Естественно, что от умения находить необходимое в огромном объеме информации зависят эффективность учебы в вузе и плодотворность дальнейшей инженерной деятельности. Поэтому для повышения уровня знаний и для проведения научных исследований студентам предоставлена возможность постоянного пользования Интернетом для доступа к удаленным источникам информации, научно-технической литературой в городской библиотеке, а также библиотеке Учебного центра Центрального Рудоуправления, где можно воспользоваться ксерок-

сом для копирования необходимого книжного материала.

4. Проведение научно-технических семинаров.

Огромное значение в профессиональном воспитании студентов имеет заслушивание отчетов на научно-технических семинарах «Понимание и решение студентами проблемных задач в области науки и техники», где студентами демонстрируются информационные доклады по выбранной теме, определяются задачи по обеспечению дальнейшей планомерной и эффективной совместной их работы с руководителями, консультантами и преподавателями. Это является еще одним этапом в работе со студентами, на котором можно не только оценить проделанную работу, но и увидеть студента в роли докладчика перед своими оппонентами.

Решение совета оформляется документом, где перед «треугольником» студент-руководитель-консультант ставится задача о разработке индивидуального плана работы.

5. Проведение лекций.

Периодически в актовом зале перед студентами и профессорско-преподавательским составом Зарафшанского ОТФ с лекциями по методологическому подходу при решении задач в исследовательских работах, о порядке письменного оформления исследовательских работ и др. регулярно выступает главный инженер Центрального рудоуправления.

6. Участие творчески активных студентов в научно-технических и студенческих конференциях.

Творчески активные студенты принимают участие в Международных научно-практических конференциях «Истиклол», «Инновация», а также в конференциях учащихся НГГИ. В рамках научных форумов конференций творчески активные студенты в очередной раз демонстрируют свой уровень подготовки к научной работе.

7. Подготовка и издание статей в научно-техническом и производственном журнале «Горный Вестник Узбекистана».

По проведенным исследовательским работам студенты готовят статьи для публикации. После проверки данных статей руководителями и консультантами они публикуются в научно-техническом и производственном журнале «Горный вестник Узбекистана», где открыта специальная рубрика «Студенческие страницы».

8. Подготовка рефератов.

Как итог проводимой научно-исследовательской работы творчески активных студентов за учебный год является подготовка и выпуск сборников рефератов по результатам исследовательских работ, анализ которых проводится также на научно-технических семинарах.

9. Устройство на работу во время практики и на летних каникулах в подразделениях Центрального рудоуправления по исследуемым объектам.

Для студентов Учебным центром Центрального

рудоуправления открыты курсы по обучению их рабочим профессиям, которые ведутся параллельно с учебным процессом, это дает возможность студентам во время практики устраиваться на работу не учеником, а непосредственно на рабочую должность. С целью увеличения времени проведения научных работ непосредственно на рабочем месте студентам предоставлена возможность работы в подразделениях Центрального рудоуправления во время летних каникул, которой многие студенты пользуются.

10. Поощрение.

Руководство Центрального рудоуправления не только способствует ориентированию учащихся факультета в производственных вопросах при научно-исследовательской работе, но и поощряет лучших студентов. Советом благотворительного фонда Центрального рудоуправления были учреждены персональные стипендии для студентов Зарафшанского ОТФ НГГИ. В число стипендиатов входят также творчески активные студенты. Теперь студенты и их успеваемость попадает в поле зрения не только преподавателей, но и специалистов Центрального рудоуправления.

11. Оценка организации работы с творчески активными студентами.

Работа с творчески активными студентами – это возможность расширить студентам свои знания в решении задач методом общения с теми, кто эти знания уже имеет и ежедневно применяет их на практике. Проводимая работа с творчески активными студентами позволяет подготавливать резерв кадров для предприятия, учить студентов творчески подходить к решению всех задач, которые возникают в жизни. Задач не только тех, которые перед ними поставлены, но и тех, которые они сами перед собой ставят.

Таким образом, предприятие в итоге получит хороших специалистов, ведь группа творчески активных студентов увидела объект своей будущей деятельности шире, чем другие студенты. К тому же, они замечены специалистами подразделений и на некоторых студентов уже идет ориентация. В итоге студент придет на работу именно в то подразделение, к работе в котором у него есть определенные склонности. Ушедшим студентам из Зарафшанского ОТФ для дальнейшей учебы в НГГИ в городе Навои необходимо адаптироваться в новых условиях и продолжать научно-исследовательскую деятельность, ведь на объектах ГП НГМК, расположенных в городе Навои возможностей для этого не меньше, чем в Центральном рудоуправлении. Главное – вовремя задать вопрос, сформулировать задачу, понять, в чем проблема и найти методически правильное решение.

В целом же работа с творчески активными студентами положила начало развитию новой научной школы в НГГИ, способствуя повышению качества профессиональной подготовки выпускников института в интересах национальной горно-металлургической промышленности Республики Узбекистан.



В рубрике «Студенческие страницы» журнала «Горный вестник Узбекистана» продолжается публикация статей студентов. Как эмблема этой рубрики изображен портфель с зелеными листочками, который с каждым новым выпуском журнала пополняется новыми статьями, так необходимыми в дальнейшей образовательной и научной деятельности студентов – ведь впереди защита диплома, возможно защита магистерских, кандидатских или докторских диссертаций.

От редакции

УДК 622.541.4

© Сайфулин Р.Р. 2009 г.

РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ АВТОМАТИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ И РЕГУЛИРОВАНИЯ УРОВНЯ ВОДЫ В РЕЗЕРВУАРЕ

Сайфулин Р.Р., студент НГИ (научный руководитель - Эшмуродов З.О., доцент кафедры «Автоматизированное управление и информационные технологии», канд. техн. наук)

Технологические комплексы городского хозяйства обеспечивают жизнедеятельность населения. К ним относятся комплексы холодного и горячего водоснабжения, водоотвода, бытового обслуживания (прачечные, химчистки), миникомплексы производства продуктов питания (минипекарни, минипроизводства мясомолочной продукции и др.). Применение автоматики позволяет легко контролировать уровень воды в резервуарах, снизить время работы насосов и потребление электроэнергии, а также защитить насосы от работы в сухом режиме, то есть при отсутствии жидкости [1-4].

В данной работе исследован режим работы насосного агрегата с системой автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре. Цель данной работы - разработать экономичную схему двухпозиционной системы автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре.

Разработанная система благодаря высокому входному сопротивлению микросхемы логики КМОП исключает ошибки, вызванные недостаточно высокой проводимостью воды. Наличие трансформатора питания и электромагнитного реле обеспечивает полную развязку между водой и электросетью, снижая до минимума возможность поражения электротоком. В данную систему регу-

лирования уровня воды входят датчики уровня, регулятор уровня и насос, поддерживающий уровень воды в резервуаре на заданной отметке (рис. 1).

Контроль за уровнем воды осуществляется с помощью датчиков E1, E2, E3, E4, опущенных в резервуар на соответствующий уровень, и установленных на пульте управления шести светодио-

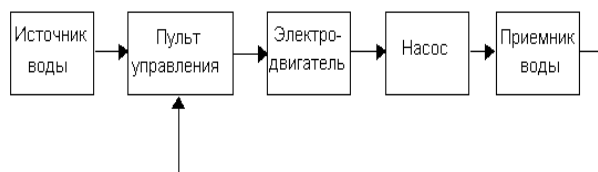


Рис. 1. Структурная схема системы автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре

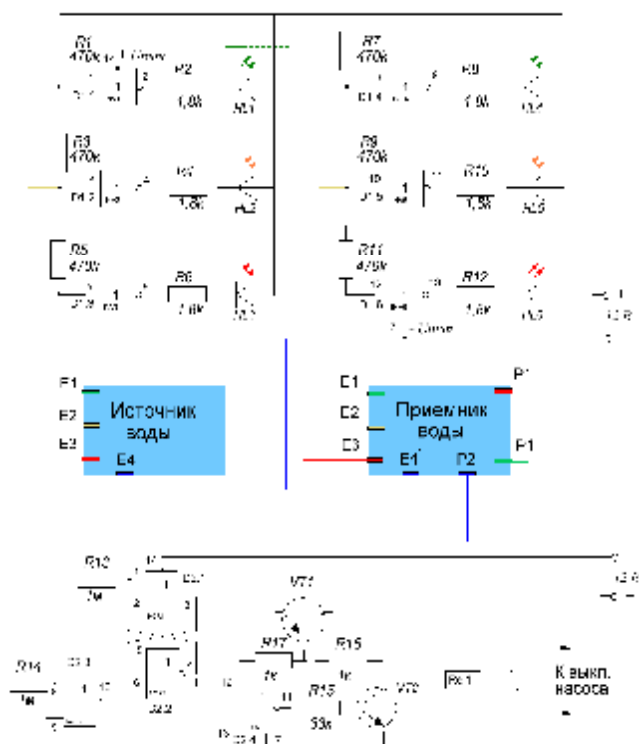


Рис. 2. Принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре



Рис. 3. Экспериментальная установка автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре

дов имитирующих работу системы. Три светодиода красный, желтый, зеленый сигнализируют об уровне воды в первом резервуаре, с которого необходимо заполнить воду во второй резервуар, а другие три сигнализируют об уровне во втором резервуаре.

На рис. 2 дана принципиальная схема системы автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре. В данной схеме используются микросхемы логики КМОП K561ЛЕ5, K561ЛН2. Микросхема K561ЛН2 имеет шесть логических инверторов, которые мы используем для контроля за уровнем воды в резервуарах.

Работает она следующим образом: пока между щупами Е1, Е2, Е3, Е4 существует электрическая связь, т.е. резервуар заполнен водой, на входе микросхемы высокий логический уровень 1, а на выходе 0, следовательно, все светодиоды находятся в выключенном состоянии. По мере уменьшения воды в резервуаре начинает разрываться электрическая связь между щупами, следовательно, на входе микросхемы будут появляться логические нули, а на выходе будем получать высокие логические уровни и тем самым светодиоды будут загораться.

В качестве датчиков в данной системе используются пластины из нержавеющей стали. Для регулирования уровня воды используются датчики, которые погружаются в резервуар с водой на соответствующий уровень. Щупы Р2 и Р3 погружаются на такую глубину, которая соответствует допустимому минимуму уровня воды, а щуп Р1 - на уровень максимума. В системе регулирования используется микросхема K561ЛЕ5, имеющая четыре элемента ИЛИ-НЕ.

Работа системы регулирования также основана на основе проводимости водой электрического тока. Пока бак полный существует электрическая связь между щупами Р1 и Р2 через воду, и на выходе 1 D1.1 высокий логический уровень. Триггер на элементах D1.1 и D1.2 устанавливается в ус-

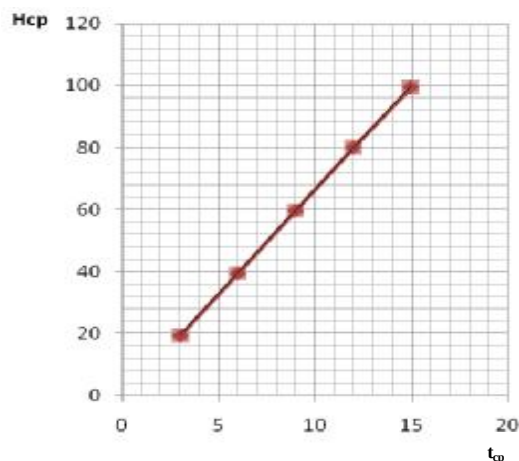


Рис. 4. График переходного процесса системы

тойчивое единичное состояние и логический ноль с выхода D1.4 закрывает ключ на VT1 и VT2, ток через реле Р1 не протекает и его контакты разомкнуты, насос выключен.

В таком состоянии триггер будет находиться до тех пор, пока не обнажатся щупы Е2 и Е3. Электрический контакт через воду между ними прекратится, и на выводе 8 D1.3 установится 0. При этом ключ на VT1 и VT2 откроется и реле Р1 включит электронасос. Это будет продолжаться до тех пор пока не будет погружен щуп Е1. Затем электронасос выключится и схема перейдет в исходное положение.

Система работает на долив от нижнего до верхнего рабочего уровня. Включение насоса осуществляет реле в зависимости от уровня жидкости в ёмкости. На основе данной схемы создана экспериментальная установка автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре (рис. 3).

Данная система состоит из насоса, трех емкостей, сливного бачка и пульта управления. В первом резервуаре помещен насос и датчики уровня воды, во втором датчики контроля и регулирования воды, а третий является сливным бачком. На пульте управления находятся установленные светодиоды, показывающие уровень воды в резервуарах, тумблер включения и отключения датчиков уровня воды и тумблер включения и отключения автоматического режима.

На основе созданной физической модели мы произвели оценку качества автоматического регу-

Таблица

t	3	6	9	12	15
H, mm	19,3	39,3	60	80,3	100
H, mm	20	39,5	59,6	80	99,8
H, m	19,1	39,8	60	80,1	99
H _{сп} , mm	19,4	39,5	59,8	80,1	99,6

лирования воды в резервуаре (табл., рис. 4). Показатель качества системы автоматического регулирования уровня воды:

$$G = \frac{H_{\max} - H_{\text{уст}}}{H_{\text{уст}}} = 100\% \cdot \frac{100 - 99,6}{99,6} \cdot 100\% = 0,4$$

где $H_{\max}$ - максимальная высота уровня;

$H_{\text{уст}}$ - установившаяся величина уровня.

Данная физическая модель системы автоматического контроля и регулирования уровня воды в резервуаре используется в лаборатории кафедры «Автоматизированное управление и информационные технологии» в качестве лабораторного стенда по предмету «Автоматизация технологических процессов».

Список литературы:

1. Бесекерский В.А. Теория систем автоматического управления. 2003 г.
2. Келим Ю.М. Типовые элементы систем автоматического управления. М-2002 г.
3. Белов М.П. Автоматизированный электропривод типовых производственных механизмов и технологических комплексов. 2004 г.
4. Брюханов В.Н. Автоматизация производства. 2005 г.

ВАМ РОДНОЙ КОМБИНАТ И РОДНОЙ ГОРОД ПОСВЯЩАЕТСЯ

Карабалиев Д.К., слесарь-ремонтник сталеплавильного участка Литейного цеха ОАО «Алмалыкский ГМК»

Карабалиев Джамарт Кенесбекович родился в 1956 г. в Казахстане, Шимкентской области. В 1957 г. он вместе с родителями переехал в г. Алмалык, где и началась его жизненная биография.

1977 г. - начало его трудовой деятельности в качестве помощника бурильщика на руднике Кальмакыр Алмалыкского горно-металлургического комбината, где он проработал до 1986 г., проявив себя так же в качестве завклуба «Горняк». В 1986 г. перешел на работу в цех «Белаз», который в 2000 г. был переименован в цех по ремонту автотранспорта и спецтехники и передан Центральному ремонтно-механическому заводу комбината.

Дальше - учеба в техникуме, работа в качестве диспетчера завода, мастера смены сталеплавильного участка Литейного цеха, перевод в энергослужбу этого же цеха в качестве слесаря-ремонтника.

В этой нехитрой биографии скрыта вся мощь, вся профессиональная и духовная сила, человека труда, человека с большой поэтической душой. Двадцать три года на одном месте, тридцать два в комбинате.

За эти годы Джамарт Кенесбекович неоднократно получал благодарности за свою работу, награжден нагрудным знаком в честь 15-летия независимости Республики Узбекистан.

Работая на предприятии, Джамарт Кенесбекович постоянно находится в гуще производственных событий, жизни трудового коллектива. Оставаясь человеком незаурядных способностей, любящий и понимающий поэзию, он все это время писал стихи о родной узбекской земле, городе Алмалыке, своей профессии и заводе.

Узбекистан!

От края до края просторы земли.

Горизонт созерцая,

Ты видишь добро души живущей,

Той силы любви - всемогущей.

Побеждая стремиться к цели -

Обогащать своей Родины земли.

Нужно идти по дороге со временем,

Не затерявшись в бремени лени.

Искрой взмываться, пылать костром -

Не остывать и быть легким дождем.

Родина!

Немало слов красивых сказано,

Каждым, чьи корни с тобою связаны.

Узбекистан!

С 18-летием,

Яркое солнце тебе пусть светит!

Каждый, кто правил здесь многие годы,

Помнит истоки начала, невзгоды.

Все ютились в семейных бараках -

Это начало пятидесятих.

Город наш рос усилием многих,

Сильных духом, слабине не покорных.

Умные в мыслях - мозолят руки,

Создали то, что хранят их внуки.

Мой Алмалык - никогда не жалею,

Здесь я рос и ходил по аллеям.

Годы идут, а душа молодеет,

Внутренний мир никогда не стареет.

Мой город

Мы здесь прожили многие года,
Встречали лето, проживали холода.
Вот рядом детство, юности гряды,
Секунд мгновенье, мудрости пора.

За пятьдесят! Не каждый соизмерит
Шаги победы и процент потери.
Пусть разум ярко, горячо горит,
Мой Алмалык, ты будешь знаменит!

Я здесь тружусь - не скрою сердца стук,
Волненье, гордость - что вот так, не вдруг
Мы здесь живем, традиции храня.
Мой Алмалык, ты - колыбель моя.

Спроси меня: «Где ты родился?»
Отвечу кратко: «Казахстан».
«Где счастье жизни свое встретил?»
Ответ один: «Узбекистан!»

Мой комбинат

По рельсам - пульс движения,
Вертушек стройный ряд.
Везут руду на фабрику -
В работе комбинат.
Грохочут шумно мельницы,
Дробя куски руды.
Металл течет в изложницы,
Дает салют труду!

День металлургов в мае,
Когда весны раскат,
В труде и радости победы
Живет наш комбинат.

АГМК - ОТМК
Аббревиатура наций.
Пусть будет славен на века
Наш край любви, богатства!

Литейка

Специфика, звание, особенность,
Запах земли горелой - разом
Выхлопы газов, искры, кипение!
Люди в работе - дело литейное.

Печь в натуге процесса взрывается
Грохотом силы - металл расплавляется.
Профили в литейке - это слагаемое,
Только плюсы - нет вычитаемого!

Наши задачи ясны в сознании,
Реалии жизни - в их созидании.
Вопросов нет! Есть желание
С честью выполнить это задание!

Шум и грохот, взрывы газов как молния,
Искры летят - здесь искусство, симфония.
В работе литейка - есть оратория,
Рабочие в деле - прошедшей смены история.

С эхом — отзвуком, в успехах радости
Легким потоком музыкальной фразности.
Пусть настроение звучит мажором,
Аккордом радости, приятным тоном.

Гремит литейка - это начало
Той парафразы - понять всем надо.
Сила в разуме, лишь бы узнать
Где истоки, чтоб мастером стать.

Утро иль вечер, наверно не раз
Вместе мы едем, смотрю я на Вас.
Рядом красивая дева сидит,
Шофер озабочен, ворчит, он сердит.

Дорога. Мы рядом, друг друга не зная,
Незримо знакомы. Скупы фразы роняя.
Увы, нет искры. Поверь, так мне жаль.
Водитель, ты жми сильнее на педаль.

Смотрю, наблюдаю - какие люди
Рядом со мной в этом замкнутом круге.
Работа, дети, бизнес, базар...
Не продолжаю. Остановка вокзал.

Вы посмотрите друг другу в глаза,
Чуть улыбнитесь! Наверно не зря
Именно в этот момент суеты
Судьбы схлестнулись... шофер ты вези.

Ясно. Нет осложнений. Задумайся.
В этом течении жизни просто
Ты замыкаешься в куче проблем, радуйся.
Нет, не напрасны в душе тяжести,
Мыслей поток в стремительности важности,
Трепета ветра, любви, нежности,
Запятанной в том уголке вальяжности,
Странности обстоятельств,
Несоизмеримых радости.
Вперемешку с горем потерь, влажностью
После дождей, земли зеленью,
Свистом ветров, пением птиц, силою
Духа, мудростью
Той, что дана нам природой, сглаженной
Субъективностью причин, не важно,
Столько красивых слов сказанных.
Главное не потеряй лицо, искренне
Радуйся мыслям любви, узами связанных,
Детями рожденными с силою пульса,
Разгоном крови по артериям импульса,
Ясно. Нет осложнений. Задумайся.

НЕОБЫКНОВЕННЫЙ УЧКУДУК

Марченко В.С., зам. главного геолога ГРП-2 Северного рудоуправления ГП НГМК

(Окончание. Начало в журналах «Горный вестник Узбекистана» № 1 (36) 2009 г. и № 2 (37) 2009 г.)

«Бестюбе»

В Центральных Кызылкумах, в северной части Учкудукского района есть одно интересное место. Называется оно «Бестюбе» - пять холмов. По сути, это сглаженные веками и ветрами небольшие столовые горы, являющиеся останцами древней поверхности пустыни. Протягиваясь цепочкой с юга на север, вдоль известной с незапамятных времен караванной тропы, они возвышаются над слабо всхолмленной песчаной равниной. Захотелось обязательно там побывать. Первая такая поездка осуществилась лишь в середине 90-х гг., но посещение Бестюбе было слишком кратковременным - сказалось большое количество времени, затраченное на дорогу. Наша вахтовая машина «Урал» была хоть и проходимой, но тихой. К тому же сиял апрель, в разгаре был грибной сезон с необычным в тот год обилием грибов. Невозможно было не останавливаться и не посвящать какое-то время их сбору.

О дороге. Добраться до Бестюбе непросто и сделать это возможно только на проходимом автомобиле, причем водитель должен иметь хороший опыт езды по барханным пескам. Время в пути от Учкудука займет в среднем 4-4,5 ч. Дорожных впечатлений и ощущений более чем достаточно, они порою, зашкаливают по накалу эмоций. Особенно когда взлетаешь на крутой крупный бархан (его можно преодолеть только на хорошей скорости), а потом проваливаешься вниз с его гребня. Тут важно вовремя притормозить, чтобы спуск был плавным. Даже опытным водителям не всегда удается сделать это в нужный момент, поскольку не просматривается ситуация за гребнем. Вот и получается, что иногда машина зарывается по самое брюхо на вершине бархана, беспомощно вращая колесами, или же наоборот - улетает с гребня словно с трамплина. Три-четыре секунды невесомости - и берегите лбы. Миновав самый сложный отрезок пути от фермы Акбугет до аула Бурамбай, составляющий около пятидесяти километров барханных песков и редких такыров, мы поворачиваем строго на север. Как таковой дороги на Бестюбе нет, в песке лишь слабо угадывается колея, трассирующая древний караванный путь. Еще около получаса езды - и мы на Бестюбе, на южном его окончании.

Вот теперь самое время вернуться к описанию ландшафтных особенностей этого места. Справа от дороги возвышается первый бугор - тепе. Всего же этих обособленных бугров я насчитал не пять, а шесть. Все они являются останцами древней поверх-

ности Кызылкумов, когда климат здесь был более влажным. Переход к нынешней «сухой» пустыне сопровождался интенсивной ветровой эрозией, дополненной процессами физико-химического выветривания среднекайнозойских отложений. По форме все бугры-останцы похожи друг на друга и отдаленно напоминают крепости. Они имеют крутые - до 40 градусов склоны и плоские вершины. Небезынтересно и то, что поверхность вершин покрыта слоем комковатых песчано-карбонатных стяжений - желваков донно-озерного происхождения. Благодаря своей плотности этот слой предохраняет от выветривания нижележащие породы, способствуя формированию причудливого золотого рельефа. Мощность его составляет 30-40 см.

В двух последующих поездках на Бестюбе ввиду дефицита времени сделан был лишь беглый и поверхностный осмотр остальных пяти бугров. Наконец, еще одна уже относительно недавняя поездка. Состоялась она в начале мая 2008 г. и о ней я расскажу подробнее.

Итак, я покинул автомобиль в районе крайнего южного бугра. Он находился примерно в трехстах метрах к востоку от караванной дороги. Остальные участники нашей изыскательской группы уехали на северное окончание Бестюбе, находящееся примерно в 2-2,5 км от первого тепе. Их задачей был поиск экспонатов для будущего краеведческого музея Учкудука. И вот я на уплощенной вершине крайнего южного бугра. Бугра № 1, так удобнее вести рассказ, а нумерация будет возрастать с юга на север.

Без лирического отступления обойтись просто невозможно. С вершины открывается такой захватывающий вид великой первозданной пустыни, что не только дух захватывает, а появляется простое как ветер и ясное как небо ощущение течения времени. Вместе с ветром оно струится сквозь пальцы секундами счастья, и улетает. Куда?...

Вокруг дальние дали и песчаное море. К северу, как острова в этом море, высится цепочка бугров Бестюбе.

Доцветают на вершине блекло-голубые ирисы на вершине с площадью примерно 50х30 м. Пойдем дальше. Расстояние между буграми № 1 и № 2 примерно -250 м. Склоны по линии юг-север, менее пологие, чем западные и восточные и более запесоченные. Между ними высются барханы, сильно заросшие пожухлой травой и кустарником.

Вершина бугра № 2. С нее на следующем бугре № 3 просматривается какое-то темное сооружение. Что это?... Захоронение? Тур чабанов? Бинокль тоже не дает ясного ответа. Дойду - увижу. Площадь этого бугра уже больше и площадь его составляет не

менее 150 м при ширине около 60 м. Неожиданно замечаю вдали, в восточном направлении, то ли сарай, то ли дом. До него метров восемьсот. Даже при увеличении это строение слабо просматривается на фоне песчаных гряд.

До бугра № 6, не менее полутора километров. Надо мною уже давно кружит орел. Ага, все ясно! На большом кусте на высоте 2,5 м – гнездо. Оно огромное, сделано из сухих веток. В гнезде гордо сидит оперившийся птенец и на мое присутствие даже не реагирует. Вокруг гнезда много разбитых панцирей черепах, очевидно орел сбрасывал свои несчастные жертвы на вершину бугра, усеянного плотными карбонатными желваками, и потом уже, с расколотыми панцирями, тащил в гнездо.

Иду в сторону домика. Рельеф местности грядово-ячеистый, стараюсь двигаться по гребням гряд – барханов. При таком движении расстояние до пункта назначения увеличивается, зато выигрываешь во времени и меньше устаешь. При прямолинейном движении придется все время выбираться из огромных песчаных ям с крутыми осыпающимися склонами. Наконец, подхожу к строению. Вернее, к заброшенной ферме. Она толково расположена между крупными песчаными грядами и с учетом «розы ветров». Глинобитный домик частично разрушен. На его стене вижу надпись: «1990 ж». Во «дворе» – большая и сухая бетонная емкость для воды, беспорядочно лежат несколько разрезанных пополам вдоль оси старых покрышек от «БелАЗов» – это поилки для скота. Все присыпано слоем песка, никаких следов обитания. Грустно. Сделав короткую запись в полевом дневнике, начинаю движение в обратном направлении. Пустыня словно замерла, ни щебета птиц, ни дуновения ветра.

Я взял направление на бугор № 3. Он оказался еще более крупным, чем предыдущие. Длина его плоской вершины достигала 250 м, ширина – до 80 м. В центральной части, ближе к северному окончанию бугра когда-то стояла геодезическая пирамида. Сохранился глубоко забетонированный железный стержень с приваренным сверху кружком. По кругу надписи: «Триангуляция». «ВТСКА». Посередине круга пересечение вертикальной и горизонтальной линий для точной привязки. Здесь же следы старого кострища.

Иду дальше. Впереди – бугор № 4. До него недалеко – около 150 м. Этот бугор тоже небольшой. Площадь его примерно 100х40 м. Обхожу вершину, спускаюсь и поднимаюсь по склонам.

Бугор № 5 совсем неподалеку – не более 100 м от бугра № 4. Природа изрядно над ним поработала, он состоит как бы из трех прилепившихся друг к другу частей. Время и ветровая эрозия рано или поздно отделят их друг от друга, и будет Бестюбе называться как-то иначе. Длина вершины бугра № 5 не менее 200 м по длинной оси, ширина – до 40 м. Тщательно вглядываюсь в поверхность вершин и склонов – находок опять нет. В центральной части вершины куски спекшегося песка – следы старого кострища.

А что же нашли в тот день на Бестюбе мои товарищи? Во-первых, была найдена почерневшая медная монета достоинством в две копейки (а, это, совсем немало) чеканенная в 1820 г. Было найдено несколько цинковых пластин (то, что это именно цинк, подтвердил сделанный позже анализ). Была найдена связка ржавых с поверхности стальных прутьев.

Очевидно, за длительное время их засыпало песком. О назначении этих находок можно лишь догадываться. Цинк, очевидно, везли в Бухару для того, чтобы добавив в медь получить латунь для производства знаменитой посуды, а стальные прутья – для изготовления холодного оружия из хорошей стали. Сделаны были также и традиционные для Бестюбе находки: фрагменты стеклянной и керамической посуды, все те же фрагменты чугуновой посуды, а также несколько мелких и не столь значимых находок. Все это обретет свое место на стеллажах создаваемого музея.

Святыни Учкудука

Есть в Учкудукском районе места, особо почитаемые народом. Здесь захоронены люди, оставившие о себе добрую память на многие века своим потомкам. Это были истинные праведники, дела и поступки которых обрастают легендами, являются примером достойной жизни.

Кто эти люди, где и как жили, чем прославили свои имена?

К сожалению, мало кто о них знает, не рассказывают о них детворе в школах, не издают о них книги, а подробности их жизненных деяний, известны лишь немногим современникам.

Вот что рассказывает о них директор Фонда «Канарбай Ата», Абдулла Молдобаевич Керуенбаев:

Особо почитаемых мест в Учкудукском районе несколько. Недалеко от Учкудука, всего в нескольких километрах, есть два святых места – «Кошкар-Ата» и «Бедер-Ата». По преданию, оба связаны с выходцами из далекой Аравии. Добравшись до наших краев, они остались здесь навсегда. Здесь оба и погребены. А места их погребения так и называются их именами – «Кошкар-Ата» и «Бедер-Ата».

Неподалеку от «Кошкар-Ата» бьет родник «Ай-тым» с холодной пресной водой. Люди рассказывают, что вода из родника лечит кожные заболевания. До 1957 г. здесь было поселение.

Святое место «Бедер-Ата», находится в трех километрах восточнее. Жили ли эти святые в одно время или разное, неизвестно. Известно лишь, что оба славились своей ученостью, в совершенстве знали Коран и толковали его Суры. Кошкар-Ата и Бедер-Ата успешно занимались скотоводством, были добрыми гостеприимными хозяевами, всегда готовыми прийти на помощь простым людям. Нужды и горя степнякам всегда хватало. Лютая зима, сухая весна, а значит, и отсутствия травостоя в иные годы могли любого чабана сделать нищим.

Думается, именно эта готовность, помогать людям, быть им опорой в трудные времена, добрым помощником и советчиком в повседневной жизни

снискали этим святым людям почет и уважение.

По преданиям, жили они примерно в 17 веке, и оба носили звание «ходжи». В народе существует поверье, что, побывав и помолившись у могилы Бедер-Ата, бездетные женщины, становятся матерями, у людей с нервными расстройствами восстанавливается психика. Любый человек, испытавший удары судьбы может прийти сюда за помощью и принять правильное решение.

В центре аула Кулкудук, находится захоронение еще одного почитаемого в народе человека. Звали его Жубан-Батыр, и прославился он как великий воин, настоящий народный богатырь. Был он физически очень сильным человеком и в бою ему не было равных. Жил он в беспокойном 18 веке, когда по караванным тропам рыскали банды разбойников, грабившие караваны и нападавшие на мирные аулы. Однажды в жестокой схватке Жубан-Батыру прострелили стрелой ногу, но он продолжал сражаться до полной победы над врагами. Спустя какое-то время, рана его воспалилась, развилась инфекция и богатырь умер. Люди чтят память народного героя.

Название горы Ирлир и родника Ирлир связаны с еще одним святым местом, называемым в народе «Ерлер-Ата». Находится оно неподалеку от аула Кулкудук, близ родника Ирлир. Смысловой перевод слова «Ерлер-Ата» звучит примерно как богатыри-деды. Достоверных сведений о конкретных людях, похороненных в этом святом месте, к сожалению, нет. Известно одно, что это великие и достойные люди, а ведь почет и память народную заслужить непросто. Возможно, обнаружатся еще какие-то источники, которые расскажут нам об Ерлер-Ата более подробно. Есть в Учкудукском районе одна святыня, о которой известно достаточно много, и почитается она особо. Называется это святое место «Канарбай-Ата», и связано оно с именем конкретного человека, жившего относительно недавно – в 19 веке. Известны даже год его рождения 1836 и год смерти – 1899, то есть прожил он ровно 63 года. Столько же лет прожил и пророк Мухаммед. Именно этот возраст считается у мусульман священным.

С детства жизнь Канарбая складывалась непросто. Отец его Айбас умер, когда Канарбаю исполнилось 10 лет. Было у Канарбая три брата, но среди братьев он отличался умом, находчивостью и силой. Все заботы о братьях вскоре легли на его плечи. Канарбай ходил по аулам, чинил обувь, брался за любые дела. При этом одну треть часть вырученных денег он отдавал нищим. Однажды во сне ему привиделось, что станет он святым, что ему обязательно надо учиться.

Он стал стремиться к этой цели, и, скопив немного денег, с караваном отправился в Бухару. Ему удалось поступить в медресе Куколташ, где он вскоре стал отличаться в учебе. Домулла обратил на него внимание и стал оказывать поддержку. Он чувствовал в Канарбае особый дар от Аллаха. Такое отношение учителя к Канарбаю вызвало зависть других учеников, среди которых было много бай-

ских детей. Они обратились с жалобой на учителя. Тогда учитель раздал всем ученикам по елеку (решето) и велел всем принести воду из Лаби-хауза. Конечно, никто воду не донес, только Канарбай, прочитав молитву, принес полный елек. Всем стало ясно, что он человек, отмеченный Аллахом.

Дальнейшая жизнь Канарбай-Ата протекала в молитвах и служении людям. Он бесплатно учил детей, помогал нуждающимся, трудился сам. Один раз в году он ездил в Бухару к своему учителю, чтобы советоваться с ним.

Однажды Канарбай-Ата понял, что ему надо уединиться от мирской суеты. Он построил себе жилище недалеко от колодца Ботакара, и к нему стали приходить и приезжать люди, в том числе муллы и аксакалы. Он вел с ними беседы, давал различные советы. Так шли годы. В день смерти Канарбай-Ата в 1899 г. он приснился своему близкому родственнику аксакалу Усену и сказал, чтобы его похоронили там, где он жил. Проснувшись, Усен собрал народ и сообщил о наказе святого. Люди так и сделали. Накануне смерти Канарбай-Ата приснился также своему учителю. Он просил того приехать и прочитать заупокойную молитву. В дальнейшем, люди построили здесь мечеть, и это место стало в народе называться «Аулие-Ата». Сюда приходят за помощью, обращаются с молитвой к Аллаху и люди с чистой душой получают помощь.

Много можно привести примеров, когда молитвы людей у могилы святого были услышаны.

Зима 1950 г. была суровой, холодной и бесснежной. Весна тоже выдалась сухой, без дождей. Травостоя не было, кормовые запасы были на исходе. Поголовье скота по всей пустыне было под угрозой вымирания. Директором совхоза «Жангельды» в те годы был Сафрон Брайлев, по национальности русский. Собрал он аксакалов и стал советоваться с ними: «Что делать? Как сохранить поголовье?». Аксакалы посоветовали зарезать барана и сделать поминки у могилы Канарбай-Ата, попросив его о помощи. Поминки сделали, и через два дня полил дождь, который лил непрерывно три дня. Пустыня зазеленела, поднялись травы, беда миновала. Рассказывают, что Сафрон Брайлев от радости плакал. Всех чудес Канарбай-Ата не перечислишь. Слава Аллаху, что в нашем районе есть такая святыня. В 2007 г. верующие отметили 170-летний юбилей святого места Канарбай-Ата. На праздник приехали более пяти тысяч человек из Казахстана, Узбекистана поклониться святой могиле. В настоящее время организован благотворительный Фонд «Канарбай-Ата», куда может сделать взнос любая организация, любой добрый человек. Само название Фонда, говорит о его предназначении - помогать тем, кому приходится трудно в жизни. Как это делал Канарбай-Ата.

Учкудук и учкудукцы

Как-то в разговоре у меня спросили, чем я занимаюсь в Учкудуке в свободное время? Я ответил, что езжу на мотоцикле в поле, нахожу и обрабаты-

ваю разные камни для геологического музея, увлекаюсь археологией, иногда езжу на рыбалку, люблю собирать грибы. Мой ответ сильно озадачил моего собеседника. Разговор происходил в минувший отпуск в г. Набережные Челны, в России. Какие грибы, какая рыбалка в пустыне? – был следующий вопрос. Я понял, что информация моего собеседника об Учкудуке ограничивается словами известной песни в исполнении ансамбля «Ялла». Мне тоже стало интересно, а каким представляется Учкудук людям, которые никогда не бывали в наших краях? А представляется, оказывается, сказочным, восточным городом, утопающим в барханах, по улицам которого передвигаются на верблюдах, а население бегают с кувшинами к трем колодцам. Верблюды действительно иногда бродят по улицам, а вот когда я представил, как целые трудовые коллективы утром на них садятся и в составе караванов добираются до ГМЗ-З или рудника «Восточный», мне стало смешно. Представьте: впереди каравана, на головном верблюде с колокольчиком на шее, едет начальник подразделения, за ним главный инженер и другие руководящие работники. Ну, а за ними уже и все остальные члены коллектива. Навстречу им движется караван сонной ночной смены. Из переметных сум торчат слитки золота. Право, пару куплетов к нашей песне об Учкудуке добавить стоит.

Большинство учкудукцев свой досуг разнообразят здоровыми увлечениями. Охотой, например. Среди наших охотников, что отрадно, много истинных ценителей природы, для которых выбраться за город и пару раз промазать из ружья по какой-либо дичи – уже настоящее удовольствие. Главное – побывать на природе, подышать свежим воздухом, отвлечься от всякой суеты. Бывает, что и трофеем, какой притащат. Тогда уж и грудь вперед – знай наших!

То же и с рыбалкой. Рыбаки – чудной народ. Ну что за радость – пылить на стареньком «Жигули» сотни километров за пределы не только Учкудукского района, но и Навоийской области. Им дорог сам процесс рыбалки и они с удовольствием раздают пойманную рыбу друзьям и знакомым. Потом, счастливо улыбаясь и неистово расчесывая опухшую от комариных укусов физиономию, смакуют подробности минувшего действия.

Есть еще одна разновидность учкудукских рыбаков. Эти далеко не ездят, а осваивают близлежащие водоемы. Публика эта самая разношерстная: от учеников начальных классов до пенсионеров и больших начальников. Объединяет их всех тот же прыгающий на воде поплавок, при виде которого замирает сердце и появляется дрожь в коленях. Нет, все-таки рыбалка – это больше чем хобби.

Чем же ещё увлекаются учкудукцы? Есть ли занятие какое-нибудь особенное, каким можно заниматься только в Учкудуке? Задался я этим вопросом и тут же нашел ответ. Конечно, есть! Это общение с себе подобными, т.е. с такими же учкудукцами. Кактусоводы дружат с кактусоводами, любители

аквариумных рыбок тоже друг друга знают. Некоторые учкудукцы создали целые сообщества по интересам. Город у нас небольшой и уже стала привычной форма общения через друзей, знакомых друзей, и так далее, по цепочке. Ежели и надо какую-то вещь найти, то друзья знакомых твоих друзей найдут её непременно. А если доведется встретить случайно учкудукца где-то в другом городе, радостно обоим, словно родственники встретились.

Много ещё можно написать о нашем городе, его жителях и о том, как мы тут живем, чем занимаемся помимо работы. Но это уже общеизвестно: и спорт у нас в почете, и художественная самодеятельность на высоте, и в места заморские по путевкам съездить можно. Хочешь жить интересно – живи интересно. Всё к этому располагает.

Природа вокруг нас

Иные полагают, что пустыня это однообразие скучного пейзажа, где барханы изредка чередуются с унылыми скалистыми сопками, безжизненными солончаками и такырами. Простительно такое приедем, что с них взять, но ведь далеко не все учкудукцы знают, какие красоты природы скрываются за кромкой уже ближайших гор. Это и живописнейшие ущелья с нависшими скалами самой причудливой формы и вырвавшиеся на равнину долины сухих саев, густо заросшие различными травами и кустарниковыми растениями. Особенно красивы такие места весной. Буйство зелени, ярко красные брызги маковых полей, белые пятнышки грибных шляпок, – все это ну никак не увязывается со скучным словом «пустыня». Право, стоит ещё раз убедиться в этом, совершив мысленное путешествие по некоторым интересным уголкам Учкудукского района.

Ирлир – жемчужина пустыни

В ясную погоду к северо-западу от Учкудука на горизонте хорошо просматривается кромка скалистой гряды Боздонтау, сложенной древними карбонатными породами, имеющими морское происхождение. Геологические процессы минувших эпох вздыбили их вдоль мощной линии глубинного разлома. Хорошо просматривается самая высокая точка этого поднятия – гора Ирлир, о которой уже упоминалось при рассмотрении местных топонимов.

Упоминалось также и об одноименном роднике, что бьёт в четырех километрах западнее этой горы. Когда едешь по асфальтовой дороге в поселок Кулчудук, то справа, на светло-сером фоне известняковых скал, появляется зеленое пятно. Выглядит оно очень уж нереально, и, подъезжая ближе, вызывает удивление. Это и есть знаменитая ирлирская роща. Кому довелось хотя бы раз здесь побывать, тот никогда не забудет изумительного вкуса холодной родниковой водички, красот окрестных скал и уникальной чудо рощи. Это действительно райский уголок Кызылкумов с пением птиц и непроницаемой для лучей палящего солнца густой кроной деревьев, возраст которых составляет несколько десятилетий.

В 70-80-х гг. прошлого века на Ирлире базировалась геологоразведочная партия, начальником которой был весьма уважаемый и известный в Кызылкумах человек – Борис Григорьевич Веретенников. Партия проводила геологические изыскания в северной и северо-западной частях Букантауского поднятия. Стараниями геологов и родник, и окружающая роща содержались в идеальном порядке и служили отрадой для души и тела не только для живших здесь геологов, но и для любого забредшего сюда усталого путника.

К сожалению, нет у меня данных о химическом составе ирлирской воды, да и не специалист я в этой области. Знаю точно, что в прежние времена пользовалась она славой, и развозили ее в разных емкостях в разные стороны. Она этого стоит и более вкусной воды я в Кызылкумах не пил.

Справедливости ради надо сказать, что в нашем районе есть еще несколько родничков и неглубоких колодцев с пресной водой хорошего качества. Два из них, кстати, находятся совсем недалеко от города. Это родник Айтым в 4,5 km к северу от Учкудука и родник Алтыбай в 6 km к северо-востоку.

В окрестностях родника Айтым еще в недавние времена сажали огороды, а вот родник Алтыбай, который весело струился из гранитных скал Мечетьская, увы, иссякает. Остается надеяться, что это временное явление, уж больно хороши эти места для отдыха горожан. Хочется вспомнить и об одном колодце с интересным названием «Ширинкудук».

В переводе это означает «Сладкий колодец», он находится недалеко от аула Бузаубай. Так вот, как-то мы уставшие, в разгул дневной жары подъехали к нему напиться. Питьевой воды, кстати, у нас было в достаточном количестве, но водичка из Ширин колодца холодная и пресная, показала нам очень вкусной и даже чуть-чуть сладковатой. Такое показаться может только в летний зной.

Урочище Джиракудук

Продолжая рассказ об удивительных местах Учкудукского района нельзя еще раз не заглянуть в рочище Джиракудук. Выше о нем уже упоминалось как о палеонтологическом заповеднике, но почти ничего не было сказано о его ландшафтных особенностях. Восполнить этот пробел просто необходимо.

Находится урочище примерно в ста километрах к юго-западу от Учкудука и вытянуто в широтном направлении почти на десять километров. По сути – это огромный чинок, т.е. обрыв с весьма значительными перепадами высот.

В этот грандиозный обрыв глубоко врезана густая сеть каньонов и ущелий. В период паводков по ним устремляются мутные потоки воды и жидкой глины, несущие с собой раковины различных моллюсков, обломки костей древних рептилий и куски окаменелой древесины. Эти потоки распределяются по подстилающей равнине, слагая близ обрыва конуса выноса твердого материала, а, растекаясь дальше, образуют тапыры.

Поскольку обрыв представляет собой как бы слоенный пирог из осадочных пород различной плотности, то размываются и выветриваются они по-разному. В результате получаются совершенно фантастические формы рельефа, похожие на ландшафты других планет, какими их показывают в фильмах о «звездных войнах». Словами эти красоты описать затруднительно, надо здесь просто побывать.

«Горячие скважины»

Замечательными местами отдыха учкудукцев многие годы были, и по сей день являются, самоизливающиеся термальные скважины. Зовутся они в народе просто «горячкой» и очень популярны у наших горожан.

Основное число скважин было пробурено в конце 50-х начале 60-х гг. к югу и юго-западу от Учкудука на относительно небольшом расстоянии – от двадцати до тридцати километров. Самоизлив воды поначалу был столь велик, что значительная часть скважин позже была просто заглушена цементацией.

Тем не менее, восточная часть Мингбулакской впадины ввиду разлива воды изменилась неузнаваемо. Прежде всего, естественно, образовались искусственные озера, берега, и окрестности которых быстро поросли влаголюбивой растительностью. Этот фактор, плюс теплая, почти горячая живительная водичка и привлекли сюда учкудукцев. На некоторых скважинах сначала стихийно, а затем и организовано, по подразделениям, стали образовываться зоны отдыха трудящихся Северного рудоправления.

По составу эти термальные воды сульфатно-хлоридно-натриевые, относительно слабоминерализованные, но в качестве питьевой воды использоваться не могут. Проводились работы и по изучению бальнеологических свойств термальных вод, которые по ряду скважин дали положительные результаты.

Это действительно ни с чем несравнимое удовольствие – выкупаться в горячей купели, скажем, поздней осенью, под открытым небом. Некоторые чудачки купаются там даже зимой. А почему бы и нет, ведь температура этой поистине целебной воды достигает в иных скважинах плюс 46 градусов по Цельсию! В веселой компании прием таких горячих ванн является замечательным зарядом бодрости на долгие дни.

Животный и растительный мир Учкудукского района

Разумеется и флора и фауна на территории нашего района такая же, как и на всей площади пустыни Кызылкум.

Каких-то особенных жучков, живущих только вблизи Учкудука, наукой пока не отмечено. Дальше можно было бы писать по накатанной схеме. Например, так: «Животный и растительный мир Кызылкумов очень разнообразен...». Затем перечислить десяток-другой тех и других и успокоиться – дело сделано, написана целая глава. Но тогда лучше

вообще ничего не писать. Получится скучнее, чем в учебнике. А у нас заглавие этого сборника является определяющим. Поэтому, начну-ка с увиденного своими глазами.

Находясь как-то в маршруте, я дважды наблюдал примеры удивительной жизнестойкости некоторых представителей флоры и фауны Кызылкумов. Расскажу по порядку.

Дул ласковый ветерок, ярко светило осеннее солнышко, выкатываясь прямехонько на южную сторону неба.

Отшагал я в этот день порядочно и теперь, заложив кольцевой маршрут, возвращался к своему транспорту- мотоциклу. Там меня ждал обед в виде нехитрого «тормозка». Было не жарко, но тепло, самый бархатный сезон для геологов. Я перевалил водораздел небольшого поднятия, сложенного чёрными, как сажа, сланцами, и уже стал спускаться в узкую долину сухого сая, но остановился, поражённый увиденным. Прижавшись к крутому левому борту сая, промытого до коренных пород бурными весенними паводками, над руслом висит огромный «паук». Я намеренно поставил здесь кавычки, поскольку увидел, естественно, не паука, а какой-то большой куст растения, сильно смахивающий на это насекомое.

Я подошел прямо к кусту - это оказалась песчаная акация. Все ее основные корни, уже сухие, печально висели в воздухе над промытым руслом и нижней частью стелились по дну сая. Питал акацию только один корешок, не самый крупный, который вцепился в остатки намытого грунта и трещины в коренных сланцах. Это была борьба не на жизнь, а на смерть, длившаяся, очевидно, уже несколько лет. От основного ствола деревца отходили несколько стволов поменьше, и в живых оставался только один, остальные были черны и сухи. Изнуренное деревце, тем не менее, жило.

На вершине единственного зеленого ствола раскачивались две веточки-метелочки, усыпанные маленькими серебристыми листочками, весело трепыхавшимися под бездонной голубизной осеннего кызылкумского неба.

Вволю подивившись на это чудо, я отправился дальше и вскоре вышел к своему мотоциклу. Хотелось есть и я наскоро собрал свой полевой «дастархан», использовав для этого пустой пробный мешок, на котором разложил еду. Тут же ко мне пожаловали и гости – несколько симпатичных жучков темно-серого цвета со светлыми крапинками на спинке. Их почему-то называют «слониками».

Я давно заметил, что эти жучки в огромном количестве появляются осенью и деловито снуют повсюду, спешно верша свои неведомые дела. Некоторые из них, наиболее стойкие, бегают до самых заморозков, чуть ли не по снегу. Вместе со мной мои гости перекусили, довольствовавшись крошками.

Борясь с накатившей сонливостью, я лениво наблюдал за ними. Внимание мое привлек один из «слоников», который был до того необычен, что я

стал следить за ним, передвигаясь на корточках. Приглядевшись повнимательнее, я увидел, что этот жучок изнутри пуст. У него была темно-серая хитиновая спинка, крылышки с пятнышками, но внутри туловища-панциря ничего не было - пустота! К туловищу крепилась маленькая головка, внизу были, как и полагается, ножки, которые носили его по неровностям почвы. А вот как он жил и как питался, было совершенно не ясно. То ли муравьи его выели изнутри, то ли по какой другой причине он так страшно изувечился, я так и не понял.

От увиденного мне стало как то не по себе, вспомнилась и песчаная акация, неистово боровшаяся за жизнь. Вокруг была дикая, первозданная пустыня и в голове поневоле зародились всякие грустные мысли о бренности бытия. Однако надо было продолжать работу и, вскинув рюкзак, я двинул в нужном направлении. Шагая, я, было, пожалел, что не поймал уникального жучка для музея, но понял, что дохлый он не был бы уникальным. Пусть живет столько, сколько ему отмерено матерью-природой.

Именно исключительная способность к выживанию в суровых условиях пустыни и определила существующие виды, как животного, так и растительного мира нашего района. А теперь давайте мысленно взберемся на вершину какого-нибудь бугра или бархана в середине апреля и понаблюдаем за жизнью пустыни.

В разгаре брачные игры черепах, которые сопровождаются поединками самцов. Их задача – перевернуть противника на спину и затем добиваться благосклонности подруги. Самку в настоящий момент больше интересует найденный ею гриб, шляпку которого она поедает с большим аппетитом. Гриб называется «вешенкой» и произрастает у нас в период весенних дождей.

Хотелось бы сказать «произрастает в изобилии», но это, увы, в далеком прошлом. Вблизи Учкудука грибных мест не осталось, ездить за грибами надо все дальше и дальше. А вот и удача. Совсем недалеко от нас проносится стайка газелей- джейранов. Отраднo, что за последние годы популяция их заметно возросла. Если просидеть на нашем бугре подольше, то можно увидеть и варана - огромную ящерицу размером до полутора метров. Говорят, что встречаются особи до двух и более метров, но мне как-то не попадались. Зато кота барханного видел. Но, о нем я расскажу чуть позже, а пока будем продолжать наблюдение.

Внезапно буквально под ближайшим кустом взвивается облачко пыли - это выскочил напуганный зайчишка. Он может просидеть долго рядом с вами, и вы его не заметите. Зато грызунов на склонах нашего бугра столько, что они образуют целые колонии. Здесь и суслики, и песчанки, и тушканчики. Все они куда-то бегут, им не до вас. Но кто-то из этой деловой компании обязательно будет торчать свечкой, прижав передние лапки к грудке и зорко оглядывая окрестности. Если уж и мелькнет

где-то хвост корсака, часовой тут же всех оповестит. Секунда - и все в норках. Лисы охотятся и ночью, так же как и ушастые ёжики. Вообще, жизнь ночной пустыни весьма активна и довольно опасна - многие тут охотятся друг за другом. Некоторые норки грызунов облюбовали змеи - стрелки, щитомордники, песчаные эфы. Иногда слышится пронзительный писк - это полевая мышка стала жертвой какой-то змеи. Нет, ночью на нашем бугре будет неуютно, лучше опять вернемся в весенний денек, и будем наблюдать дальше. Наше наблюдение вознаграждается тем, что в поле зрения попадает песчаный удавчик - эдакая милая ящерица без ножек. Выглядит ну совсем как змейка. Испугавшись, она тут же, на наших глазах, проделав какие-то импульсивные движения, исчезает в песке... Мы её вытаскиваем, вновь кладем на песок и она вновь исчезает! Не будем больше мучить бедняжку. Но ящериц, надо сказать, здесь хватает. Прежде всего, это, конечно, агамы. Они любят сидеть на вершинах разных кустиков и, раскачиваясь на ветру, осматривают территорию. Если они нас увидят, то начнут пугать. Хвост агамы становится тогда ярко-красным, а горлышко и брюшко - темно-синефиолетовыми.

Насекомых - уйма. Разные мухи, жучки и паучки летают, снуют туда сюда, оставляя на песке едва заметные рисуночки-следочки. С ними нам надо быть начеку - под любым камушком или комком глины может спрятаться скорпиончик. Укус его хоть и не смертельный, но весьма болезненный. Напоминает укус пчелы, но, побольнее будет намного, уж поверьте. Впрочем, прочь тревоги, мы не за этим здесь собрались, на нашем бугорке.

Над головой бездонное сине-голубое небо Кызылкумов, с парящей и царящей там счастливой птицей - степным орлом. Счастливыми будем считать и других хищных птиц пустыни - ястребов, коршунов, беркутов. Нельзя, конечно, отказывать в птичьим счастье и остальным пернатым: дрофе - красотке, чернобрюхим карабаурам, кекликам, хохлатым удодам, голубям, просто воробышкам и прочим птицам.

Вспомнились мне вдруг черные грифы - стервятники, огромную стаю которых мне и группе моих товарищей - телевизионщиков довелось увидеть. Коротко расскажу. Наша телестудия «Орион» только - только образовалась, и мы поехали на съемки на север Букантау, чтобы поснимать памятники истории, просто замечательные ландшафты - места там чудные. И вдруг (опять это вдруг!) неподалеку от нашей машины в небо взмыли три или четыре нереально больших черных птицы. Размах их крыльев действительно был впечатляющим - не менее двух метров, а скорее и больше. Машина остановилась, и мы опасливо стали подходить к тому месту, откуда эти птицы (а это и были грифы) поднялись.

Мы увидели зрелище просто ужасное. Еще не менее двух-трех десятков грифов, сцепившись вместе в дикой драке, раздирали павшую лошадь. Нас они тоже увидели и поскольку мы подошли слишком близко, стали бросать свое пиршество и подниматься в небо. Это было редкое и грандиозное зрелище - огромная черная стая огромных черных птиц, как грозное облако. Надеюсь, эта кассета на телестудии сохранилась.

Если уже начались рассказы, давайте сделаем так: с нашего бугра-бархана спускаться не будем, а послушаем - почитаем обещанную историю про барханного кота. Ну а потом уже о флоре - ботанике поговорим. Итак.

Разбили мы как-то свой полевой лагерь неподалеку от колодца Сардар, близ поднятия Окжетпес. Интересное поднятие, перспективное на выявление разных руд. Поставили палатки, привезли вагончик-столовую, наладили все прочие удобства. А примерно в километре от колодца Сардар, в котором действительно была вода, соленая, правда, обнаружился еще один колодец. Очень старый, с обвалившейся кладкой и полузанесенный песком.

Вскоре выяснилось, что в колодце этом обитает здоровенный барханный кот. Мы решили не нарушать его покой - пусть себе живет. К сожалению, нашелся у нас один сотрудник, который возмечтал кота втихаря изловить и сделать из него шапку. Назовем мы его Венькой, хоть он и не Венька совсем. Возможно, работает он еще в Кызылкумах, не хочу его славить, ему и так досталось. От кота.

Так вот, сплел этот самый Венька из алюминиевой проволоки подобие сетки, какой-то хитроумный затвор сделал и сунул туда кусок мяса. Получилась у него котоловка. Привязал он её к ветке саксаула, ветку положил поперек колодца, а котоловку опустил вниз, на дно колодца.

Кота он действительно умудрился изловить, а дальше получилось вот что: стал Венька котоловку с котом из колодца вытаскивать. Почти уже вытащил, да кот тоже умный оказался. Просунул он через проволоку сначала голову, затем и сам вылез наполовину, свесившись из нее. Он был страшен в своей первозданной ярости. Запомнилась его приплюснутая морда с ушами-кисточками и дикие глазницы - фонари.

Венька не ожидал такого поворота событий, кладка колодца под его задрожавшими ногами осыпалась и он рухнул в колодец вместе с котом.

Первым из колодца вылетел кот, за ним ополумевший Венька. Шея, щека и ухо у него были в крови, майка на животе разодрана и там виднелись глубокие борозды-царапины. В лагере мы его обработали йодом, причем Венька терпел муки молча и все пытался разглядеть свою физиономию в зеркало. А досталось ему от кота крепко.

Ну, а теперь вернемся на наш бугорок и еще раз полюбуемся весенней пустыней. Всех растений,

конечно, нам не счесть, но прежде всего в глаза бросаются огромные желтые шары соцветий ферулы. Покоятся они на высоких, толстых и сочных стеблях - столбиках. Некоторые вымахивают в высоту до полутора метров. Кстати, ферула является и поисковым признаком для грибов. Есть ферула - есть здесь и грибы.

Самое известное растение пустыни - это, конечно, саксаул. Есть заросли белого саксаула, а есть и черносаксаульники. Кое-где они похожи на настоящие рощи, где высота отдельных деревьев может достигать 3-4 метров с диаметром стволов до полуметра и более.

Местами встречаются отдельные кусты - деревца кандыма и песчаной акации. На красновато-коричневом срезе сухие и толстые ветки кандыма имеют очень красивый рисунок. Древесина его очень твердая и хорошо полируется. Умельцы делают из кандыма великолепные поделки. Ну, а песчаная акация просто красавица в период цветения. На стройном деревце обычно растет несколько веточек, но на этих редких веточках раскачиваются на ветру такие гроздья - соцветия густо-фиолетового цвета, что глаз не оторвать.

Там, где коренные скальные породы выходят на поверхность нашего бугра, обнаруживаются плотно прижавшиеся к поверхности грунта большие листья- лопухи ревеня, или «кислички», как ее называют в народе. Из тщательно отмытых и тонко нарезанных листьев можно приготовить отличные щи. Главное тут не переборщить с количеством - иначе получим щи с горьковато-кислым привкусом. А остальные компоненты этого блюда те же, что и в обычных щах со щавелем. Только не забудьте влить в кипящую воду пару сырых взбитых яиц. Без них никак нельзя.

Кстати, о съедобных свойствах той же ферулы. Ещё в марте, когда пробиваются первые её всходы, ферула вполне съедобна. Съедобны ее стебли, которые находятся рядом с корнем. Они богаты разными витаминами, но к запаху, конечно, надо привыкнуть. Её ещё называют «казахский огурец» и мы даже пробовали засаливать эти стебли как обыкновенные огурцы. Получалась вполне съедобная весенняя закуска ко дню геолога. Желательно солить с чесноком. Коли речь у нас зашла о съедобных растениях, нельзя не упомянуть о зире. Эту приправу к плову обычно покупают на базаре, но её можно собирать и заготавливать у нас. Растет дикая зира не везде, но если захотеть, то можно найти поросшие ею целые поляны. Ценители говорят, что дикая зира обладает более резким специфическим ароматом. Собирают и заготавливают её в конце лета - начале осени, когда семена начинают осыпаться.

А вот если попробовать описать все лекарственные растения Кызылкумов, то можно издать целый сборник. Чего у нас только не растет! Это

адрасман, полынь белая и черная, ромашка, солянка Рихтера, верблюжья колючка и десятки других растений. Тема, конечно, отдельная, но все же затронуть её стоит и нам. Например, тот же адрасман, или гармала обыкновенная по научному. По базарам Азии, начиная с незапамятных времен, и по сей день, ходят «возжигатели гармалы», отгоняя, якобы, злых духов её дымом. Между тем, этим дымом действительно можно успешно лечиться от простудных заболеваний. Для этого гармалу надо заготовить в конце лета, просушить вместе с коробочками. А можно и сухую уже осенью собрать. Поджигают её, чтобы она не горела, а только дымила, этим дымом помещение и окуривают. Можно подышать дымом и под одеялом. Конечно, все это делается очень осторожно, чтобы ничего ненароком не поджечь. От различных заболеваний лечатся также и зелеными стеблями гармалы в период её цветения, из них делают настойки и отвары.

Однако все эти рецепты надо предварительно хорошо изучить, потому что растение ядовито. Универсальным средством является янтак - верблюжья колючка. В период её цветения в середине июня заготавливают верхние части кустиков вместе с розовыми цветочками. Это отличное средство при заболеваниях печени. А вот корни заготавливают в конце лета или осенью. Они - верное средство от диареи.

Оглянем ещё раз с нашей горки все великолепие весенней пустыни, полюбуемся на желтые и красные тюльпаны и пойдем дальше по разным своим делам. Но будем возвращаться сюда вновь и вновь. Чтобы помечтать.

При этом не будем забывать об охране нашей экологической среды. Экологическая среда, говоря образно, это многочисленная семья всех живых существ, куда мы вошли на правах существ самых разумных.

И в заключение...

Разумеется, это была попытка собрать хоть часть сведений об истории и природе, загадках и легендах Учкудукского района, а их, особенно легенд, не счесть. Было бы замечательно, если кто-нибудь и когда-нибудь собрал их в хороший сборник. Только откладывать это дело в долгий ящик не стоит. Хранятся они в основном лишь в памяти старых людей, а век человеческий, увы, недолог.

Многое будет потеряно безвозвратно. А ведь каждому ветерану, сельчанину ли, горожанину, есть что рассказать.

Не раскрыта и никогда не будет раскрыта главная загадка Учкудука – загадка человеческой души. Тело человека, подчиняясь уму и здравому смыслу, ищет более комфортную среду обитания. А душа, это самая загадочная душа настолько уже привязана к пустыне, что готова остаться здесь навек.

ПОРЯДОК ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ ПРИ ПУБЛИКАЦИИ ИХ В ЖУРНАЛЕ «ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА»

1. Максимальный объем статьи, как правило, не более 8 страниц текста.

2. Число авторов статьи, как правило, не должно превышать трех от одной организации и восьми от нескольких организаций.

3. Перед заглавием статьи необходимо указать шифр согласно Универсальной десятичной классификации литературы (УДК), его можно узнать из каталогов в бюро технической информации или библиотеке.

4. Статья должна включать заголовок; анкетные данные авторов (фамилию, имя, отчество, ученую степень и звание, занимаемую должность и место работы); введение, где кратко обоснована актуальность данной работы; основной раздел, включающий результаты выполненной работы, с описанием или упоминанием общепринятых или опубликованных в известных изданиях методик и (или) методов проведения экспериментальных или опытных работ; заключение, в котором сделаны выводы или даны рекомендации по результатам работы.

5. К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования статьи и дискету с электронной версией статьи, выполненной в формате текстового редактора Word для Windows.

Статью и экспертное заключение (сканированный вариант) можно передать по e-mail: Bibik_GVU@rambler.ru или gornvest@rambler.ru

6. Текст статьи набирается на компьютере в текстовом редакторе Word для Windows. Размер шрифта, стандартные размеры полей не регламентируются.

При частом использовании пространственных выражений, названий, терминов, возможно, их сокращенное обозначение; оно вводится (в скобках) при первом упоминании. Без разъяснения допускаются только стандартные сокращения слов (ЭДС, КПД и т.д., гг.).

Единицы измерения в статье должны выражаться в единицах СИ в соответствии с государственным стандартом Узбекистана O'zDST 8.012:2005 «Государственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин». Основные единицы СИ указаны в табл. (подробно в журнале «Горный вестник Узбекистана № 2, 2009 г.).

Все таблицы в тексте должны иметь названия и сквозную нумерацию. Сокращения слов в графах и боковиках таблиц не допускаются. Не следует включать в статьи громоздкие таблицы, не поддающиеся техническому воспроизведению в формате журнала. Литературные источники, использованные в статье, должны быть представлены в конце текста общим списком в последовательности упоминания их в тексте. Ссылки даются в квадратных скобках.

Все библиографические сведения должны быть

тщательно проверены. Ссылки на неопубликованные работы не разрешаются. Следует избегать излишне подробных ссылок на собственные работы автора (соавтора).

В статье следует приводить лишь самые главные, итоговые формулы. Размеры букв, символов и знаков должны быть достаточными для их четкого восприятия, индексы и показатели степени должны быть в 1, 5—2 раза меньше буквенных обозначений, к которым они относятся, и расположены выше (надстрочные) или ниже (подстрочные) строки. Все использованные в формуле символы следует расшифровывать последовательно.

Например: $V_{ст} = S_{руды} \times M_z \times f \times 1,25$,

где $S_{руды}$ - площадь, приходящаяся на ячейку, м²;

M_z - эффективная мощность, м;

f - величина активной пористости.

7. Графический материал должен быть органически связан с темой статьи, ссылка на номер рисунка делается в тексте, обязательна подрисовочная подпись.

Таблица

Основные единицы СИ

Величина	Наименование	Обозначение
Длина	метр	m
	мм	mm
Площадь	гектар	ha
Масса	тонна	t
	килограмм	kg
Объем, вместимость	литр	l
Время	сутки	d
	час	h
	мин	min
	секунда	s
Температура	по Кельвину	K
	по Цельсию	°C
Электрические величины	ампер	A
	вольт	V
	ватт	W
	ом	Ω

Штриховые рисунки (чертежи) должны быть четкими, ясными во всех деталях. Не следует перегружать рисунки второстепенными данными. Чертеж служит иллюстрацией к тексту, помогает уяснить суть вопроса, поэтому необходима лишь та информация, которая непосредственно касается изложенного.

Автор должен устранить необязательные проекции, разрезы, сечения и другие элементы, не связанные с текстом.

Нумеровать следует только те детали, на которые имеются ссылки по тексту. Фотографии, прилагаемые к статье, должны быть по возможности проработанными и мелкозернистыми.