

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'sischiilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir: Agzamov Sh.K.

Bosh muharrir o'rinbosari: Sitenkov V.N.

Tahririyat kengashi:

Abdullayev U.M., Abduraxmonov S.A., Bibik I.P.,
Dudeskiy S.P., Kustov A.M., Malgin O.N.,
Nasirov U.F., Norov Yu. J., Raimjanov B.,
Rahimov V.R., Ruziev N.R., Sanakulov K.S.,
Xolmatov I.M., Xusanov N.N., 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:

210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi 27a,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel. 8 (436) 223-82-30, faks 223-82-30
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
Internet: www.mining-bulletin.geotech.uz

Dizayn va kompyuter sahifasi:

Bannov A.N., Naumova O.A.

Tahliliy guruh: Luzanovskiy A.G., Golishenko G.N., Kudinova R.N.

«Poli-Press» korxonasi sho'basida nashr qilindi
100011, Toshkent shahri, Avliyo ota ko'chasi, 93
Tel: (998 71) 115-27-98

Nashr etishga 14.03.2007 y. imzolandi

Adadi 750 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

Мальгин О.Н., Саттаров Г.С., Думбрава А.А., Лильбок Л.А. Центральной научно-исследовательской лаборатории НГМК – 45 лет	3
Снитка Н.П. Освоению месторождения Мурунтау – 40 лет.....	9

ER OSTI BOYLIKLARIDAN FOYDALANISH / НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ

Сытенков В.Н. Воспроизводство интегрального ресурса горно-промышленного комплекса как условие устойчивого развития региона	13
Сытенков В.Н. Системное моделирование объектов исследований в недропользовании	16
Евдокимов Л.А., Кудинов А.А., Васильев П.Г. Металлоносные горючие сланцы – источник расширения топливно-энергетического баланса и сырьевой базы радиоактивных и редкоземельных металлов	21

GEOLOGIYA, GEOXIMIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ, ГЕОХИМИЯ И ГЕОФИЗИКА

Турамурадов И.Б., Ежков Ю.Б. Модели и геолого-генетические особенности золото-урановых парагенезисов Центральных Кызылкумов	24
Бадалов С.Т. Геохимические проблемы рудообразования	30
Лузановский А.Г., Турамурадов И.Б., Туресебеков А.Х. Перспективные особенности добычи рения и осмия из золото-урановых руд и горючих сланцев Кызылкумов	31

GEOTEXNOLOGIYA / GEOTEXNOLOGIYA

Шеметов П.А., Кравченко Ф.А. Цикличность развития крупных горно-перерабатывающих предприятий	34
Мальгин О.Н., Шапарь А.Г., Лашко В.Т., Копач П.И. Оптимизация параметров транспортно-перегрузочных комплексов на карьерах	37
Саттаров Г.С., Першин М.Е., Колпакова Е.В., Лильбок Л.А., Есаулов В.Н. Научные аспекты развития работ подземного выщелачивания урана в НГМК	39
Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Промышленная проверка эффективности образования выемок взрывами трапециевидной формы обвалованных грунтом траншейных зарядов выброса	45
Аристов И.И., Селезнев А.В., Кольцов В.Н., Беленко А.П., Снитка Н.П. Способы и нормативы управления полнотой и качеством отработки запасов на карьере Мурунтау.....	48
Федянин С.Н. Методический прием снижения влияния аппаратного дрейфа на качество сепарации золотосодержащих руд методом РРМ	53
Лашко В.Т., Кравченко Ф.А., Кабиров А.Р. Технологическая схема отработки уступов на один транспортный горизонт в глубоких карьерах.....	55
Лашко В.Т., Колонников С.С., Наумова Р.Ш. Совершенствование технологических схем отсыпки скальных вскрышных пород во внешние отвалы	58
Петухов О.Ф., Саттаров Г.С., Музафаров А.М. Микроволновое разложение золотосодержащих технологических продуктов.....	61
Беленко А.П., Снитка Н.П., Бычков В.Н. Селективная валовая отработка сложноструктурных рудных зон	64
Наумова Р.Ш. Определение параметров деформаций автомобильных отвалов в условиях карьера Мурунтау.....	66
NALCO	68

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

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор: Агзамов Ш.К.

Зам. главного редактора: Сытенков В.Н.

Редакционный совет:

Абдуллаев У.М., Абдурахмонов С.А., Бибик И.П.,
Дудецкий С.П., Кустов А.М., Мальгин О.Н.,
Насиров У.Ф., Норов Ю.Д., Раимжанов Б.,
Рахимов В.Р., Рузиев Н.Р., Санакулов К.С.,
Холматов И.М., Хусанов Н.Н. 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:

210100, г. Навои, ул. Жанубий, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8(436) 223-82-30, факс 223-82-30
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
Интернет: mining-bulletin.geotech.uz

Дизайн и компьютерная верстка:

Баннов А.Н., Наумова О.А.,

Аналитическая группа: Лузановский А.Г.,
Голиценко Г.Н., Кудинова Р.Н.

Оттирировано в ДП «Poli-Press»
100011, г. Ташкент, ул. Авлиё Ота, 93
Тел. (998 71) 115-27-98

Подписано в печать **14.03.2007 г.**

Тираж 750 экз.

ГЕОМЕХАНИКА / GEOMECHANICA

- Салямова К.Д., Меликулов А.Д.* Количественная оценка напряженного состояния массива вокруг подземных горных выработок при различных сочетаниях нагрузок 70
Федянин А.С. Обеспечение безопасности горных работ на карьере Мурунтау средствами геомеханического мониторинга 74

**METALLURGIYA VA BOYITISH /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

- Михин О.А., Самтаров Г.С., Лильбок Л.А., Аюпян Ю.М., Блохин Н.Н.* К вопросу извлечения золота из вторичного сырья Марджанбулакского золотоизвлекательного участка НГМК 77
Курбанов Б.И., Арипов Г.А., Гапурова О.У., Кист А.А., Барсукова Е.Г. Применение ядерно-физических методов для определения рения и других элементов в технологических продуктах медеплавильного производства 82
Акчурина Р.Х., Ходжиметова Н.С., Попов Е.Л., Ахмедов Х. Опыт кучного цианирования окисленной руды Урусайской площади 85
Кустова Л.А., Коротовских Г.А. Влияние вторичных процессов на извлечение золота при сорбционном выщелачивании 90

ГЕОТЕХНИКА / GEOTECHNIKA

- Лобанов В.С., Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Кайгародов В.И., Казаков Б.И., Вахитов Р.Р.* Расширение области применения вспомогательной самоходной техники – современное направление обработки жильных месторождений 93

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

- Агзамов Ш.К., Казенин Д.А.* Физическая модель и экспериментальные исследования процесса солеотложения в теплообменных аппаратах 96
Петухов О.Ф., Лильбок Л.А., Колпакова Е.В., Самтаров Г.С., Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И. Кинетика биоокисления железа (+2) в сернокислых растворах 99
Арипов Г.А., Курбанов Б.И., Зиновьев В.Г. Определение содержания азота и бора методом спектрометрии гамма-излучения захвата нейтронов 102

**IQTISOD, TASHKIL QILISH VA BOSHQARUV /
ЭКОНОМИКА, ОРГАНИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ**

- Бибик И.П.* ИСМ - новый этап в управлении деятельностью горно-металлургического предприятия 104
Каршиев А.Б., Муродов У.М., Солиева А.Х. Кончилик кидирув ишларини бошқаришда маълумотлар базасидан фойдаланиш 109
Расулов Б.М., Дребенштедт К., Филимонова Е.Н. Применение новой модели внутреннего коммерческого расчета для крупных компаний республики 111

НАВАРЛАР / ИНФОРМАЦИЯ

- Книжная новинка* 113

BIZNING YUBILYARLAR / НАШИ ЮБИЛЯРЫ

- Мальгин Олег Николаевич* (к 70-летию со дня рождения) 114
Рубцов Сергей Константинович (к 70-летию со дня рождения) 115

REKLAMA / РЕКЛАМА

- На 116 стр. Переработка ртутьсодержащих ламп*
На 2 стр. обложки: «NALKO»
На 3 стр. обложки: «Atlas Copco»
На 4 стр. обложки: «KOMATSU»

ЦЕНТРАЛЬНОЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ ЛАБОРАТОРИИ НГМК – 45 ЛЕТ

Мальгин О.Н., зам. гл. инженера НГМК, докт. техн. наук; **Саттаров Г.С.**, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Думбрава А.А.**, директор ГМЗ-1 НГМК; **Лильбок Л.А.**, начальник лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК

В процессе проектирования, строительства и эксплуатации месторождения Учкудук был выявлен ряд проблем, ранее не встречавшихся в практике горнодобывающей промышленности.

На горных работах - это высокая обводненность, высокое горное давление и неустойчивая кровля, полное отсутствие опыта работы в подобных условиях.

В области переработки урановых руд учкудукского типа – отсутствие готовых технологических решений на всех переделах по извлечению урана из руд. В технологическом отношении руды месторождения Учкудук являются уникальными по своим физико-химическим свойствам. Известные к этому времени схемы обогащения урановых руд и их аппаратное оформление совершенно неприемлемы для данного месторождения.

Стало ясно, что надо искать новые, нестандартные решения, как в области создания технологической схемы, так и аппаратного оформления будущего завода.

Это обусловило необходимость широкой постановки научно-исследовательских работ, направленных на исследование, разработку и внедрение новых технологических решений по добыче и переработке урановых руд учкудукского типа.

Базовой научно-исследовательской организацией комбината определена Центральная научно-исследовательская лаборатория (ЦНИЛ), созданная в марте 1962 г., в состав которой вошел опытный цех № 1. В 1974 г. опытный цех включен в структуру гидрометаллургического завода № 1 (ГМЗ-1).

В состав ЦНИЛ вошли технологическая, аналитическая и горно-геологическая лаборатории (1963-1972 гг.). Позднее были организованы лаборатории: геофизическая (1966-2001 гг.), геологическая (1972-1994 гг.), горная (1972 г.), подземного выщелачивания (1972-1986 гг.). В 1970 г. создана пылегазодозиметрическая лаборатория, реорганизованная в 2003 г. в лабораторию охраны окружающей среды и радиационно-дозиметрического контроля (ЛООС и РДК). С 1983 по 1999 гг. в структуре ЦНИЛ находилась совместная лабора-

тория ядерно-физических методов исследований (ЛЯФМИ) ИЯФ АН РУз и НГМК (1983-1999 гг.), в состав которой входило бюро специальных методов исследований. С 1985 по 1997 гг. в составе ЦНИЛ функционировало специальное конструкторское технологическое бюро.

Значительный вклад в создание, становление и развитие ЦНИЛ внесли: А.П. Витковская, А.П. Лебедева, Ю.П. Новиков, Л.А. Лильбок, Е.П. Морозов, Ю.Н. Штрейс, И.А. Постовалов, В.С. Казначеев, М.Н. Щеглова, Н.М. Сокол, П.С. Мазур, М.Н. Останин, Е.Д. Ларионов, Е.В. Колпакова, Г.И. Акиньшина, другие инженеры и лаборанты.

В течение 45 лет сотрудниками ЦНИЛ выпущено более 200 отчетов, опубликовано в открытой печати более 200 научных работ, получено более 40 авторских свидетельств на изобретение. Внедрено в производство более 100 законченных научно-исследовательских работ.

В разные годы начальниками ЦНИЛ были: С.А. Петросян, В.Д. Лебедев, В.И. Седых, А.П. Щепетков, О.Н. Мальгин, В.Е. Латышев. В настоящее время начальником ЦНИЛ работает Г.С. Саттаров.



Рис. Оперативное совещание в ЦНИЛ. Слева на право: П.С. Мазур – начальник аналитической лаборатории ЦНИЛ; О.Ф. Петухов – главный инженер – зам. начальника ЦНИЛ, канд. техн. наук; Г.С. Саттаров – начальник ЦНИЛ, докт. техн. наук, профессор; В.Ф. Захаров – зам. начальника ЦНИЛ; В.З. Петриенко – начальник лаборатории охраны окружающей среды ЦНИЛ; О.Б. Брагинский – ведущий инженер механик ЦНИЛ

Шесть сотрудников, ранее работавшие в ЦНИЛ, защитили диссертации на соискание ученой степени кандидата и четверо на соискание ученой степени доктора наук, некоторые из них работают в основном производстве, являются научными руководителями исследований по различным направлениям деятельности НГМК.

В настоящее время в состав ЦНИЛ входят 3 лаборатории: аналитическая; технологии и геотехнологии; охраны окружающей среды и радиационно-дозиметрического контроля; 2 бюро: горное и специальных методов исследований.

Основными задачами ЦНИЛ являются: проведение научных исследований, направленных на разработку, опытно-промышленную проверку и внедрение новых технологий в области горного дела и геологии, технологии переработки руд, добычи урана способом подземного выщелачивания (ПВ), охраны окружающей среды; создание методик для производства анализов различных элементов, контроль технологических процессов и условий труда работников основного производства.

Научные исследования и опытно-промышленные работы проводятся в тесном сотрудничестве с инженерно-техническими работниками подразделений комбината. При необходимости исследования проводятся с привлечением специализированных научно-исследовательских институтов Узбекистана и СНГ.

Все лаборатории и бюро ЦНИЛ оснащены необходимым оборудованием и аналитическими приборами, позволяющими выполнять намеченные исследования и получать надежные результаты, при этом ведется постоянное обновление приборного парка и аналитического оборудования.

В ЦНИЛ и опытном цехе № 1 прошли апробацию технологические схемы всех действующих технологических производств комбината. В технологические проектные схемы гидрометаллургических заводов, добычных и перерабатывающих комплексов рудников ПВ внесены серьезные изменения и усовершенствования, что обеспечило быстрый ввод их в эксплуатацию и достижение стабильных технико-экономических показателей.

Аналитическая лаборатория обеспечивает аналитический контроль ГМЗ-1, внешний аналитический контроль всех действующих технологических производств комбината, контроль качества готовой продукции ГМЗ-1 и ГМЗ-2, определяет виды и объемы анализов, осуществляет методическое руководство лабораториями комбината, разрабатывает и представляет к утверждению новые методики анализов.

В подразделениях комбината используются более 200 различных методик, разработанных в ЦНИЛ, большинство из них аттестованы в установленном порядке. Лаборатория имеет сертификат агентства «Узстандарт» Республики Узбекистан на аналитиче-

скую компетентность по определению примесей в закиси-окиси урана, содержанию примесей в золоте, серебре, паллади, содержанию ряда элементов в руде и других технологических продуктах.

В 1983 г. совместно с институтом ядерной физики АН РУз на базе ЦНИЛ создан ядерно-физический комплекс, где применяются различные методы исследований для элементного анализа веществ и оперативного контроля технологических процессов.

Под непосредственным методическим руководством ЦНИЛ в рудоуправлениях созданы физико-химические лаборатории, а на заводах - заводские лаборатории.

Лаборатория охраны окружающей среды обеспечивает ведение экологического мониторинга промышленных зон Навоийского горно-металлургического комбината, осуществляет отбор проб воздуха, почвы, воды, в том числе, из подземных источников, проводит их анализ на радиоактивные и другие элементы и параметры (по воде 30 наименований, по воздуху 20 наименований).

Лаборатория имеет Свидетельства Государственного комитета Республики Узбекистан по охране природы об аттестации, которые удостоверяют наличие необходимых условий для выполнения достоверных анализов контроля загрязнения природных и сточных вод, а также источников выбросов в атмосферу.

Службы дозиметрического контроля регулярно осуществляют проверку условий труда на рабочих местах, состояние санитарно-защитных зон и территорий наблюдения на предмет наличия загрязнений, контролируют проведение рекультивации на отработанных территориях рудников ПВ. Результаты радиационного контроля, подтвержденные территориальными и центральными органами государственного контроля, показывают, что существенного влияния на окружающую среду объекты комбината не оказывают. Это позволяет обеспечить безопасные условия проживания населения вблизи промышленных объектов в период их работы, а также после ликвидации.

Геологическая лаборатория в 1970-72 гг. проводила научно-исследовательские работы по изучению геологических и вещественно-минералогических свойств урановых руд на месторождении Сабьрсай и рудопроявлениях Зиатдин-Зирабулакского поднятия, соответственно, составлены карты распределения урана и рекомендованы конкретные участки для промышленного освоения.

Проведены исследования руд углеродисто-кремнистого состава на рудном поле Ходжихмет (Косчека, Гематитовое, Рудное, Новое, Джантуар, Аякаши, Джаман-касқыр и др.). Составлена карта распределения рудных тел в различных участках месторождений Ходжихмет. Установлено наличие горючих сланцев в обширных территориях Кызыл-

кумской провинции и Сабырсая. Полученная информация может быть использована для разработки технологии переработки горючих сланцев.

Исследованы геологические и вещественно-минералогические особенности золотосодержащих руд месторождений Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау и золотосеребряных месторождений Кызылкумской провинции (Космоначи, Высоковольное и Окжетпес). Составлена карта их распространения.

Горное бюро работает в направлении совершенствования и создания новых технологий, горно-транспортного оборудования высокой производительности и технологических схем его применения, обеспечивающих стабильную и эффективную работу карьеров на глубоких горизонтах.

Выполнен значительный объем работ по совершенствованию поточной технологии на открытых горных работах Северного рудоуправления, внедрены рекомендации по использованию буровзрывных работ для рыхления разнопрочных горных пород, позволившие обеспечить эффективную работу роторных экскаваторов при разработке крепких неокисленных глин и скальных пропластков.

В результате комплекса исследований, направленного на устранение факторов, отрицательно влияющих на работу циклично-поточной технологии (ЦПТ), применительно к карьере Мурунтау были найдены технологические решения, из которых наиболее эффективным является применение крутонаклонных конвейеров (КНК), способных осуществлять транспортировку горной массы под углом более 18 градусов и модульных дробильно-перегрузочных комплексов.

Планируемый комплекс ЦПТ-руда предусматривает применение новых принципиальных решений на базе опытно-промышленных образцов крутонаклонного конвейера КНК-270/3000, дробильно-погрузочной установки и отвально-погрузочной машины производительностью 2000 м³/ч или 3500 т/ч. Масса руды, транспортируемой комплексом ЦПТ-руда – 16,0 млн. тонн в год, высота подъема горной массы - 270 метров под углом 35,6 градусов.

Модульный дробильно-перегрузочный комплекс производительностью 2000 м³/ч создан и смонтирован в карьере в комплекте с крутонаклонным перегружателем (КНК-30), который обеспечивает подъем дробленой горной массы на высоту 30 метров и с дробильно-перегрузочной установкой, оснащенной двухвалковой шнеко-зубчатой дробилкой ДШЗ-1200/300.

Результаты исследований положены в основу проектов, разрабатываемых институтом «Узгеотехлити» при разработке месторождения Мурунтау.

Специальное конструкторское технологическое бюро проводило исследования, направленные на повышение эффективности процесса измельче-

ния руды. Выполнена оценка работоспособности измельчительного оборудования.

На действующем производстве ГМЗ-2 проведены исследования по совершенствованию и увеличению ресурсов футеровки барабана мельницы ММС 70х23; промышленные испытания параметров мельниц ММС 70х23 и ММС 90х30А. Разработаны и внедрены новые комплекты футеровки рабочей камеры мельницы. Исследован скоростной режим мельницы и найдены оптимальные значения для увеличения ресурса непрерывной работы до капитального ремонта.

Показано, что вывод магнитной фракции из цикла измельчения ГМЗ-2 позволяет увеличить производительность мельницы на 30 т/час, т. е. увеличить объем переработки руды (на ГМЗ-2) на 400 тыс. т в год. В период 1985-97 гг. проводились исследования качества помольных шаров, изготовленных различными производителями, некачественные партии шаров возвращали поставщикам.

Геофизическая лаборатория. Основной задачей лаборатории являлось внедрение в подразделениях комбината экспрессных геофизических методов исследований геологического строения рудных блоков, вещественного состава пород и руд, разработка и внедрения способов обогащения руд и методический контроль за работой геофизических служб структурных подразделений комбината.

Проведены научно-исследовательские работы по созданию, внедрению и усовершенствованию радиометрического метода опробования для определения содержания урана в рудах на транспортёрных лентах, в вагонетках, самосвалах и вагонах непосредственно на горных объектах (карьерах и шахтах) и на территории ГМЗ-1.

Разработаны методики интерпретации геофизических измерений, используемых при геологоразведочных работах для подсчета запасов урана и определения технологических параметров продуктивных горизонтов в целях оптимизации процессов отработки месторождений традиционными горными способами добычи и методом скважинного подземного выщелачивания.

Лаборатория ядерно-физических методов исследований выполнила значительный объем работ по разработке и внедрению комплекса ядерно-физических методов экспрессного определения содержания различных элементов в технологических продуктах, оперативного и информативного контроля технологических процессов переработки урановых, золотосодержащих руд и подземного выщелачивания урана.

Исследовано поведение редких и рассеянных металлов в урансодержащих продуктах и совместно с лабораторией технологии и геотехнологии разработаны и внедрены технологии извлечения рения и скандия на ГМЗ-1.

Лаборатория технологии и геотехнологии обеспечивает оперативный технологический контроль на всех гидрометаллургических заводах НГМК и перерабатывающих комплексах рудников подземного выщелачивания, проводит геотехнологическую паспортизацию руд месторождений урана и золота, рекомендует способы совершенствования и оптимизации технологических схем действующих производств с целью улучшения их технико-экономических показателей, разрабатывает технологические схемы переработки возникающего в производстве вторичного сырья, сырья для новых производств, схем обезвреживания токсичных отходов производства; участвует в опытно-промышленных и промышленных испытаниях новых технологических схем и технологических аппаратов.

Создание и совершенствование технологии переработки урановых руд

Разработка технологической схемы переработки урановых руд месторождения Учкудук была поручена отраслевому научно-исследовательскому институту НИИ-10, ныне ВНИИХТ, а проектирование – Государственному специализированному проектному институту ГСПИ-14, ныне ВНИПИПТ.

Из-за отсутствия опыта переработки песчано-глинистых руд, в процессе проектирования было допущено значительное количество неудачных технических решений, как по конструктивному оформлению нестандартного технологического оборудования, так и по его технологической обвязке.

Поэтому, потребовалось в сжатые сроки провести полупромышленные испытания проектной схемы переработки руды и ее аппаратного оформления, определить технологические показатели сорбционного извлечения урана при использовании различных типов ионитов.

Отработка технологии проводилась в опытном цехе № 1 под методическим руководством института ВНИИХТ. Технологическое сопровождение процесса осуществлял ЦНИЛ.

В переработку на ГМЗ-1 вовлекались два типа руд: глинистые с содержанием песковой фракции 5–10 % и песчано-глинистые с содержанием песка до 50–60 и более процентов. Менее чем за два года в опытном цехе полностью отработана технологическая схема переработки руды от рудоподготовки до выпуска готовой продукции. Для промышленного внедрения на ГМЗ-1 отработаны и рекомендованы две принципиально различные схемы: беспесковая и песковая. По первой наиболее простой запущен ГМЗ-1 на руде месторождения Учкудук. Вторая схема была внедрена на ГМЗ-1 после вовлечения в переработку песчаных руд месторождения Сабырсай и Сугралы. В схеме использовался ионит АМП, десорбаты регенерации подвергались экстракционной перечистке с использованием в каче-

стве экстрагентов раствора смеси сначала двойной, а затем тройной. Претерпевая небольшие изменения, смола позволила перерабатывать урансодержащие руды месторождений Учкудук, Сабырсай, Сугралы по 1994 г. до остановки рудного тракта.

К числу выполненных при непосредственном участии коллектива ЦНИЛ и внедренных на ГМЗ-1 научно-исследовательских разработок направленных на совершенствование технологической схемы относятся:

- перевод ГМЗ-1 на выпуск готовой продукции в виде окиси-закиси, вместо ранее выпускаемых кристаллов аммонийуранилтрикарбоната;

- экстракционная перечистка товарных регенератов с использованием тройной смеси состава Ди-2 этилгексилфосфатной кислоты (Ди-2-ЭГФК) плюс трибутилфосфат (ТБФ) плюс триалкиламин (ТАА);

- пульсационная колонна для отмывки кристаллов и схема очистки готовой продукции от молибдена и фосфора;

- технология попутного извлечения рения из продуктивных растворов подземного выщелачивания и промышленный выпуск перрената аммония соответствующего ОСТ 48-26-80, технология попутного извлечения скандия соответствующего марке ОС-1;

- способ нейтрализации пульпы сырым известняком, который подвозили в опытный цех прямо из карьера. Нейтрализация кислоты сырым известняком обеспечила получение практически нейтральной пульпы и позволила отказаться от строительства завода по получению обожженной извести, как первоначально намечалось по проекту;

- аппаратная схема экстракционного отделения в связи с переработкой химконцентратов ПВ.

К числу выполненных и внедренных на ГМЗ-1 научно-исследовательских разработок, выполненных коллективом ЦНИЛ самостоятельно, относятся:

1. Метод геотехнологической паспортизации, который используется для исследований золотосодержащих руд месторождений Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау, Ходжихмет, Рудное, Косчека, Джантуар. Установлены три основных типов золотосодержащих руд: окисленные, смешанные, сульфидные.

2. Изучение геотехнологических свойств: золотосеребряных руд месторождений Высоковольтное, Окжетпес, Космоначи; золотосодержащих руд месторождений Алтынсай, Чармисай, Чармитан, Аджибугут, Марджанбулак, Алисай.

3. Двухстадийная схема сорбционного выщелачивания для переработки упорных урановых руд.

4. Способ увеличения эффективности использования пиролюзита для окисления урана. В пачуках кислотного выщелачивания песков введена операция подогрева пульпы.

5. Режимы переработки высококарбонатных руд, позволившие снизить расход серной кислоты. Ре-

жимы выщелачивания введены в автоматическую систему управления технологическим процессом (АСУТП) ГМЗ-1.

6. Способ окисления урана на ГМЗ-1 и участках подземного выщелачивания с применением марганцевых конгломератов месторождения Алисай взамен привозного пиролюзита.

7. Технологическая схема извлечения урана из забалансовых руд месторождения Учкудук.

8. Технологическая схема извлечения золота из забалансовых руд. С учетом полученных рекомендаций произведен пуск технологической цепочки на ГМЗ-1 по переработке забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау.

9. Технологическая схема утилизации магнитной фракции ГМЗ-2, позволяющая получать сернокислородное железо.

10. Схема обезвреживания цианосодержащих стоков ГМЗ-1 и очистки питьевой воды с использованием сернокислородного закисного железа, производимого в цехе №1 из магнитной фракции.

11. Способ сгущения золотосодержащих пульп с использованием флокулянта К-9, показавший его высокую эффективность. Флокулянт использовался также при бурении вертикальных скважин для геологоразведочных работ. Флокулянт синтезирован Институтом химии АН РУз его производство освоено ПО «Навоиазот».

12. Технология извлечения золота из сульфидных руд различных участков месторождений Кокпатас и Даугызтау по флотационно-биооксидно-сорбционной схеме с использованием ионита АМ-2Б.

13. Систематическое определение физических и сорбционных свойств ионитов, флокулянтов, экстрагентов различных поставщиков с целью определения пригодности использования их в технологических процессах получения золота, урана и др. элементов. Испытаны иониты, поставленные из Англии, Германии, Индии, Китая, России. Проверено с 1991 по 2006 гг. более 200 партий смол. Информация, выдаваемая ЦНИЛ позволяет выбирать качественные ионообменные смолы и рекомендовать их для использования.

Создание и совершенствование технологии добычи урановых руд способом ПВ

Научно-исследовательские работы по технологии добычи урановых руд способом подземного выщелачивания проводились в лабораторных условиях на моделях, на опытных участках; полученные результаты проверялись в промышленных масштабах.

Исследована возможность применения комплекса геофизических методов исследования скважин (ГИС) на всех этапах проведения ПВ: геологоразведка месторождений, после завершения бурения, на стадии оборудования, освоения скважин и в процессе эксплуатации скважин. Внедрение ГИС в рудоуправлениях позволило существенно увеличить

производительность участков ПВ рудоуправлений. Увеличена эффективность участков подземного выщелачивания урана, путем внедрения методов экспрессного контроля геотехнологического процесса.

Внедрение новых разработок позволило существенно увеличить эффективность процесса, снизить расход реагентов и себестоимость получаемого химконцентрата и уменьшить влияние технологии ПВ на экологическую среду, а также вовлечь в отработку шахтные и карьерные поля, которые ранее предполагались для отработки традиционным горным способом.

В 1980 г. доля ПВ из общего объема добычи урана составляла 30 %, в 1988 г. – 50,4 %. С 1994 г. уран в комбинате добывается только способом ПВ.

В зависимости от вещественного состава руд установлены оптимальные режимы подачи сернокислых растворов различной концентрации. Даны рекомендации по очистке растворов от взвешенных частиц с помощью полиакриламида. Проведен комплекс работ по совершенствованию конструкции и технологии сооружения, освоения и эксплуатации скважин с применением новых конструкций фильтров собственного и серийного производства. На всех рудниках ПВ внедрен комплекс геофизических методов исследований скважин, позволивший повысить достоверность оперативной оценки технологических свойств руд. Для решения проблемы кольматации фильтров и прифильтровых зон скважин выданы рекомендации по составам реагентов для проведения обработок, а также по использованию метода электрогидравлического удара.

Разработана усовершенствованная конструкция откачной скважины, позволяющая одновременно эксплуатировать два горизонта и сократить расходы на бурение. Полиэтиленовые трубы, ранее применяемые для обсадки скважин, заменены на поливинилхлоридные, собственного изготовления.

Разработана, апробирована и внедрена в Северном рудоуправлении технология миниреагентного (слабокислотного) способа выщелачивания урана пластовыми водами, насыщенными кислородом воздуха. Общая минерализация, содержание и состав микроэлементов в процессе добычи и после его завершения внутри контура рудных тел и за его пределами практически не отличаются от фоновых значений в пластовых водах. В мировой практике эта технология не имеет аналогов.

В 1998 г. совместно с Северным рудоуправлением на месторождении Сугралы проведены комплексные гидрогеологические и технологические исследования с целью оценки возможностей отработки этого месторождения по схеме бикарбонатного ПВ. Опытные работы проведены на блоке из двух скважин, подтвердившие эффективность принятого направления. Это позволило вернуться к отработке законсервированных запасов месторождения Сугралы в промышленных масштабах.

С 2000 года совместно с сотрудниками Института микробиологии АН РУз проводится работа по изучению возможности бактериально-химического подземного выщелачивания урана.

Создание и совершенствование технологии переработки золотосодержащих руд

Низкое содержание золота в руде месторождения Мурунтау и тонкая его вкрапленность указывали на сложность извлечения золота традиционными методами обогащения и ставили под сомнение эффективность и рентабельность будущего производства. Головным институтом под руководством академика Б.Н. Ласкорина обоснована целесообразность применения безфилтрационной ионообменной технологии. В течение 1967-1968 гг. в опытном цехе № 1 выполнен необходимый объем исследований по получению золота из гравиконоцентрата и товарного регенерата по полному технологическому циклу от рудоподготовки до аффинажа.

На основе проведенных совместно с ВНИХТ исследований разработана (1967-1968 гг.) и внедрена на ГМЗ-2 гравитационно-сорбционная технология извлечения золота из руды месторождения Мурунтау.

Разработана принципиально новая технология регенерации насыщенной золотосодержащей смолы АМ-2Б. Отработана технология получения золота в виде слитков, соответствующих мировым стандартам. Разработана и внедрена технология попутного извлечения серебра, палладия, вольфрама.

Проверены различные способы обезвреживания цианосодержащих стоков. Предложен, обоснован и апробирован в условиях опытного цеха № 1 и затем внедрен на ГМЗ-2 безреагентный метод обезвреживания цианистых пульп. При этом разложение цианидов происходит под действием воздуха и интенсивной солнечной радиации.

Совместно с ВНИХТ (1970–1994 гг.) разработана схема флотационного обогащения сульфидной руды месторождений Кокпатас и Даугызтау с получением кондиционных по сере и золоту флотоконцентратов. Прошли проверку автоклавная и обжиговая схемы окисления сульфидов флотоконцентрата.

Разработана и апробирована в опытном цехе № 1 сорбционная схема извлечения золота из окисленных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау. По разработанной технологии в 1994 г. введена в эксплуатацию первая очередь ГМЗ-3.

После реконструкции в 1993 г. ГМЗ-1 перешел на переработку забалансовых руд Мурунтау. Действующая на ГМЗ-1 технологическая схема позволяет перерабатывать и руды других месторождений - «Булуткан», «Чармитан», «Зармитан», «Каракутан», «Марджанбулак». Решены вопросы сгущаемости пульп, сорбционного цианирования глинистых и углесодержащих забалансовых руд, вопросы гравитационного обогащения, обезвреживания цианосодержащих стоков. Обезвреживание ци-

ансодержащих стоков производится согласно рекомендации ЦНИЛ железным купоросом, получаемым из магнитной фракции в опытном цехе № 1. Для извлечения золота из глинистых и углесодержащих руд разработана и внедрена на ГМЗ-1, ГМЗ-2, ГМЗ-3 и МЗИУ ЮОРУ - схема подачи ионообменной смолы в «голову процесса».

Разработан и внедрен способ крупнопорционной (посамосвальная) сортировки сульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау.

Разработана и внедрена технология предварительного обогащения золотосодержащих руд месторождения Кокпатас способом покусковой и мелкопорционной сортировки. В Северном рудопроизводстве построен опытно-промышленный комплекс производительностью 1200 тыс. т в год по исходной руде.

В 1998 г. введен в промышленную эксплуатацию автоматизированный программно-управляемый комплекс посамосвальная сортировки золотосодержащих руд месторождения Кокпатас на основе алгоритма классификации, использующего данные рентгенометрического экспресс-анализа.

Создание и совершенствование технологии переработки фосфоритовой руды

Освоение фосфоритового комплекса на базе Джерой-Сардаринского нового месторождения потребовало проведение исследований, направленных на разработку технологии добычи и переработки убогих руд этого месторождения.

Схема сухого обогащения фосфоритовой руды карьера Ташкура с последующим обжигом разработана специалистами ЦНИЛ, Опытной геологической партии совместно с Самаркандским химическим заводом с привлечением специалистов Государственного института горно-химического сырья (Москва), фирмы Крупн Полезиус (Германия), САЗНИПИПТ (Ташкент) и других организаций. Результаты испытаний внедрены при строительстве и эксплуатации завода.

Разработан и внедрен (1996-98 гг.) способ посамосвальная сортировки фосфоритовых руд месторождения Джерой-Сардара. Внедрение рудоконтрольной станции (РКС-Ф) на карьере «Ташкура» позволило существенно увеличить содержание пятиоксида фосфора в концентратах, полученных из бедных фосфоритов.

В декабре 2006 г. завершено строительство установки промывки, что позволит значительно улучшить качество фосконцентратов и, соответственно, удобрений, производимых на заводах Республики.

Производство продукции из нерудного сырья

Актуальность проведения исследований по переработке нерудного сырья обусловлена необходимостью производства отдельных видов продукции из местного сырья. В этом направлении проведены следующие работы.

Разработана и внедрена на ГМЗ-1 технологическая схема получения жидкого стекла из песков Джеройского месторождения.

Разработана схема получения соды (Na_2CO_3) из поваренной соли месторождения Кунтай. Получена в лабораторных условиях сода с содержанием Na_2CO_3 - 97%. Проведен электролиз поваренной соли для получения щелочи NaOH .

В лабораторных условиях разработана технологическая схема получения гипохлорита натрия из соли месторождения Кунтай тремя методами: прямого электролиза, электролиза с использованием фильтрующей диафрагмы, электролиза с применением ионообменной мембраны. Работа выполнена с целью получения гипохлорита натрия для обезвреживания цианосодержащих стоков на ГМЗ-1.

Выданы рекомендации по использованию песков Джеройского месторождения для мелкого и среднего литья. Разработка внедрена в литейном цехе НМЗ. В 1999 г. совместно с ГМЗ-1 и литейным цехом НМЗ разработана и внедрена в ГМЗ-1 технологическая схема регенерации формовочного песка соответствующего ГОСТу 29234.1-91, который используется в литейном производстве.

Разработана схема обогащения железомарганцевых конгломератов и получения концентрата ферромарганца. Проведены опытные плавки, получен ферромарганец соответствующий ОСТу.

Проведены испытания и определена пригодность учкудукских известняков для нейтрализации пульпы при переработке сульфидных золотосодержащих руд. Испытаны пески месторождения «Три

ручья» и выдано заключение о пригодности использования песков для фильтрации воды.

В связи с острым дефицитом сернокислого алюминия в Навоийском регионе для очистки питьевой воды проведен цикл работ по разработке технологической схемы получения этого коагулянта. Испытывались следующие виды алюминий содержащего сырья: ангрениские каолины, глины месторождения Беченчи, ангрениская зола и учкудукские каолины. Были проверены различные схемы извлечения алюминия. На учкудукских каолинах была проверена в лабораторных условиях и реализована в цехе № 1 схема сульфатизации, которая позволила получить сернокислый алюминий по ГОСТу 12966-85.

Выданы и внедрены рекомендации по получению серной кислоты, требуемого качества на сернокислотном заводе Северного рудоуправления.

Перспективные научно-исследовательские работы:

1. Доизвлечение урана из отработанных участков подземного выщелачивания.
2. Совершенствование технологических схем гидрометаллургических заводов перерабатывающих золотосодержащие руды.
3. Проведение исследований по микробиологическому обезвреживанию цианосодержащих стоков ГМЗ-1.
4. Выполнение необходимых работ по расширению производства по переработке магнитной фракции с целью увеличения выпуска сульфата железа для обезвреживания цианосодержащих стоков, очистки воды, бактериального выщелачивания.

УДК 553.061.12 (551.2)

© Снитка Н.П. 2007 г.

ОСВОЕНИЮ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ – 40 ЛЕТ

Снитка Н.П., начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Важным моментом открытия и разведки месторождения Мурунтау в начале второй половины XX века являлось изменение взглядов специалистов на общую золотоносность Среднеазиатского региона и, в частности, Узбекистана. Существовавшая в то время геологическая карта 1:500 000 масштаба показывала, что среднеазиатская площадь в целом по золоту бесперспективна. Но интенсификация круглогодичных геологоразведочных работ и оперативный ежегодный прирост запасов золота способствовал выделению ассигнований на дальнейшее развитие крупного Мурунтауского золоторудного объекта. В 1958 г. начальнику Чадакской геологоразведочной экспедиции В.В. Мартынову, как знатоку рудного золота, было поручено ознакомиться с результатами работ полевых геологических партий, работавших в Центральных Кызылкумах. Скуд-

ность геологической информации, ввиду того, что будущее месторождение Мурунтау было вскрыто только траншеями небольшой глубины, не позволяли ему принять уверенное решение. Однако, внушительные высыпки обломков жильного кварца с пустотами выщелачивания по сульфидам и редкими блестками видимого золота способствовали первой положительной прогнозной оценке золоторудного потенциала площади.

Наступило время «горячих» диспутов. Как изучать эту площадь? Какую принять методику разведки? Как оконтурить объект, содержащий рудные зоны и отдельные кварцевые жилы? Было предложено два подхода: всестороннее изучение природы золоторудных тел с привлечением колонкового бурения, методов минералогии и геохимии; общая геометризация площади, именуемой в объеме - как

штокверк с привлечением ударного бурения. Со временем оба подхода были использованы на практике оценки месторождения.

Геологоразведочные работы производились траншеями, колонковым и шарошечным бурением, заверяемые шурфами и двумя шахтами. Параллельно, в период 1962 – 1964 гг. были выполнены геологические съемки: схематическая в 1963 г. – для Мурунтауского рудного поля на площади в 30 км² в масштабе 1:10 000 и инструментальная в 1964 г. – для месторождения Мурунтау на площади 2,9 км² в масштабе 1:1000. Геологические исследования позволили создать объемную модель месторождения, и, в совокупности с горнотехническими решениями по обоснованию контуров карьера открытой добычи руды и технологическими решениями обогащения руд и извлечения основного металла (золота), явились основой подсчетов запасов.

В начале 60-х гг. при Главном управлении геологии Узбекистана был создан отдел золота, который возглавил В.В. Мартынов. Вместе с начальником управления Х.Т. Тулягановым они с принятой периодичностью один раз в месяц докладывали первому руководителю Узбекистана Ш.Р. Рашидову о состоянии подготовки объекта Мурунтау к первому подсчету запасов и передачи объекта промышленности. Здесь возникали свои сложности, связанные с общими перспективами новой золоторудной провинции. Предполагалось, что запасов золота 1-й очереди Мурунтау, а за ней и 2-й хватит лет на 20 – 30. А что потом? Возникали вопросы о 3-й и 4-й очередях Мурунтау в связи с возможным увеличением сульфидности руд на глубине. Поэтому, в Узбекистане стали изучать опыт технологий применяемых на объектах с упорными рудами золота, сульфиды которых были обогащены мышьяком.

По предложению правительства Узбекистана в городе Самарканде было созвано совещание представителей 13 проектных технологических институтов, по проблематике извлечения золота из упорных сульфидных и колчеданных руд. Предлагались оригинальные проекты. Один из них был представлен Казмеханобром. Это был вариант обжиговой технологии, который предлагал в качестве флюса использовать известняк, из расчета 8 т известняка на 1 т руды. Доставка такого количества грузов по железной дороге была невозможна, и проект посчитали не реальным. Другой оригинальный проект Новосибирского института предполагал автоклавное выщелачивание с высокой степенью извлечения золота из руды. Необходимость строительства дополнительного завода, из-за сложности переоборудования первоначально запроектированного, а также известная статистика о недолговечности автоклавов, привели к невозможности реализации и этого проекта. Головной институт «Нипрозолото» предложил применить конверторную плавку. Первая же плавка на 3-х тонном конверторе в городе Алмалык дала извлечение золота порядка 89-91%, при его теоретическом выходе до 95%. Благодаря

этому эксперименту в 1965 г. в ГКЗ были утверждены первые запасы золота месторождения Мурунтау. В дальнейшем объективные запасы малосульфидных руд золота в недрах Мурунтау стремительно увеличивались, поэтому в 1969 г. был произведен второй, генеральный подсчет запасов золота Мурунтау, который также был принят ГКЗ.

Ко времени выполнения генерального подсчета запасов на месторождении, его площадь была пересечена 40 параллельными профилями в виде траншей, пройденных в крест простирания рудных кварцево-жильных зон по азимуту 340⁰С, с расстояниями между ними в 80 м. Объект был также разведен на глубину до 120 м от дневной поверхности двумя шахтами и серией шурфов, а глубже шахтного горизонта рудные зоны вскрывались скважинами колонкового бурения, что в совокупности горных и буровых работ образовало в недрах объем штокверкового «золоторудного тела» Мурунтау по сети 80x80x80 м. Эта объемная модель, детализированная погоризонтными планами и серией геологоразведочных профилей, легла в основу общей блок-диаграммы будущего карьера, расчетной глубиной в 350 м от дневной поверхности.

Разведка золота Мурунтау с самого начала строилась с учетом различных альтернативных мнений ученых различных школ. О научно-производственных исследованиях в регионе в свое время писал начальник Структурно-литологической партии Ревизионно-тематической экспедиции Н.И. Крылов: «До последнего времени эта территория была мало исследована. В комплексной разведке ее недр ныне участвуют институты Москвы, Ленинграда и Ташкента, производственные организации Министерства геологии Узбекистана. Научный подход, целеустремленность поиска, применение ранее неизвестной «мурунтауской» методики имели огромное значение для геологии не только Узбекистана, но и мировой практики. В Кызылкумах выполнены крупные научные и практические разработки в области геологии и теории рудообразования. Их результаты дали наивысший эффект, определили новый в стране горнопромышленный район, ставший флагманом золотодобывающей промышленности Республики Узбекистан».

В 1964 г., не дожидаясь официального принятия материалов по подсчету запасов золота, было принято беспрецедентное решение - приступить к проектированию горнодобывающего и перерабатывающего предприятия на базе месторождения золота Мурунтау. Строительство промышленных объектов и города Зарафшана возглавил первый директор Навоийского ГМК З.П. Зарапетян. Документы геологоразведчиков, переданные НГМК, позволили комбинату совместно с «Цветметпроектом» определить экономически целесообразную границу открытых горных работ по граничному коэффициенту вскрыши. Проектным заданием строительства первой очереди глубина карьера была принята в 240 м (горизонт + 345 м), а экономически целесообразная

глубина второй очереди (горизонт + 225 м) и предельная глубина открытых горных работ, равная 375 м от дневной поверхности (горизонт +200 м) определялись «Цветметпроектом» на основании оперативного подсчета запасов по состоянию на 1 января 1968 г.

В 1967 г. на месторождении Мурунтау были начаты разработки открытым способом. В первый год из карьера было отгружено 2,12 млн. м³ горной массы. Поэтапный объем извлеченной горной массы из карьера Мурунтау представлен в табл.

На каждом этапе освоения месторождения Мурунтау парк карьерной техники существенно видоизменялся на все более мощную, надежную и крупнотоннажную технику, вводилось новое оборудование. Вначале это - 40-тонные самосвалы Белаз-548, бульдозеры

D-9G, погрузчики Н – 400С. Важной вехой в развитии открытой разработки месторождения стал ввод в эксплуатацию в 1984 г. комплекса циклично-поточного транспорта (ЦПТ) с внутрикарьерным дроблением горной массы на трех дробильно-перегрузочных пунктах (ДПП) и с созданием аккумулярующих и перегрузочных складов между циклическим и поточным звеньями. Большим событием освоения месторождения явилось создание цеха по ремонту экскаваторных и буровых станков. Вошла в строй центральная лаборатория гамма-активационного анализа (ЦЛГАА), позволившая в рекордно короткий период (17 секунд) определять содержание золота в руде.

Высокие темпы понижения и наращивание интенсивности ведения горных работ обуславливали необходимость ввода в рабочую зону карьера выемочно-погрузочного оборудования большой единичной мощности. Так, на смену экскаваторам ЭКГ-4,6 (1967 – 1982 гг.) в 1975 г. пришли ЭКГ - 8И, затем в 1986 – 1993 гг. появились экскаваторы: ЭКГ-10, ЭКГ-12,5, ЭКГ-15. Практически одновременно, во второй половине 1995 г. в рудной зоне карьера для повышения эффективности рудоподготовки в системе «карьер-гидрометаллургический завод» начали производить массовые взрывы с увеличенным удельным расходом ВВ. Благодаря этому, производительность экскаваторов, дробильного и измельчительного оборудования значительно возросла. На рубеже перехода к четвертой очереди с 1993 г. началось техническое перевооружение горно-транспортного комплекса карьера: внедрены самосвалы САТ-785 (136 т) и R-170 (170 т), а в начале четвертой очереди с 1996 г. – гидравлические экскаваторы САТ-5230, EX-3500, RH -170 (15-17 м³). Дальнейшим развитием стал ввод в эксплуатацию

самосвалов САТ-789 (190 т) и электрогидравлических экскаваторов RH -200 (26 м³).

Панорама карьера Мурунтау на сегодняшний день показана на рис. 1. Сегодня по объемам перемещения скальных пород и руд золотодобывающий карьер Мурунтау занимает одно из ведущих положений в мире. Непосредственно из чаши карьера вывезено более 1 млрд. м³ горной массы, на переработку отправлено более 600 млн. т руды. Разумный подход к решению производственных вопросов, взвешенность и продуманность шагов, предпринимаемых

Объемы извлеченной горной массы по карьеру Мурунтау					Таблица
Показатели	Очереди понижения карьера				Перспектива, 5-я очередь до 2025 г.
	1-я 1967-1971 гг.	2-я 1972-1976 гг.	3-я 1977-1995 гг.	4-я с 1996 г.	
Абсолютная отметка	+345 м	+200 м	+100 м	-75 м	
Глубина карьера, м	250	360	460	675	900-1000
Объем горной массы, 10 ⁶ м ³	169	602	845	1390	1600
Производительность, 10 ⁶ м ³ /год	8,0	24,0	41,8	45,0	20-25

руководством комбината, Центрального рудоуправления, богатый практический опыт и инициативность специалистов всех звеньев, а также неоценимая поддержка Президента Республики И.А. Каримова позволили превратить карьер Мурунтау в высокоорганизованное предприятие. Карьер Мурунтау сегодня – это не только крупнейшее горнодобывающее предприятие, но и известный научно-технический центр, сотрудничающий со многими компаниями, представляющими практически всю планету, реализовавший в своей практике передовые технологии добычи скальных руд и использующий новейшее горнорудное оборудование. Вовлечение в переработку забалансовых руд, а также внедрение новой концепции горных работ с применением селективно-валовой технологии отработки рудно-складских забоев с использованием автоматизированной системы управления качеством рудопотока определило возможность внедрения технологии конвейерного подъема руд из карьера непосредственно на перегрузочный пункт карьера. Кроме того, с целью адаптации действующей конвейерной линии к



Рис. 1. Панорама карьера Мурунтау

условиям глубокого карьера и приближения дробильно-перегрузочного пункта к добычным зонам в эксплуатацию введен межступный мобильный дробильно-перегрузочный комплекс, позволяющий сократить высоту и расстояние транспортирования автотранспортом.

которых является гранулированная аммиачная селитра, производимая ОАО «Навоизот». Близость поставщика и его гарантии практические в неограниченном количестве обеспечивают карьер сырьем позволяет снять все проблемы на взрывных работах.

Перспективы развития карьера Мурунтау (рис. 2)

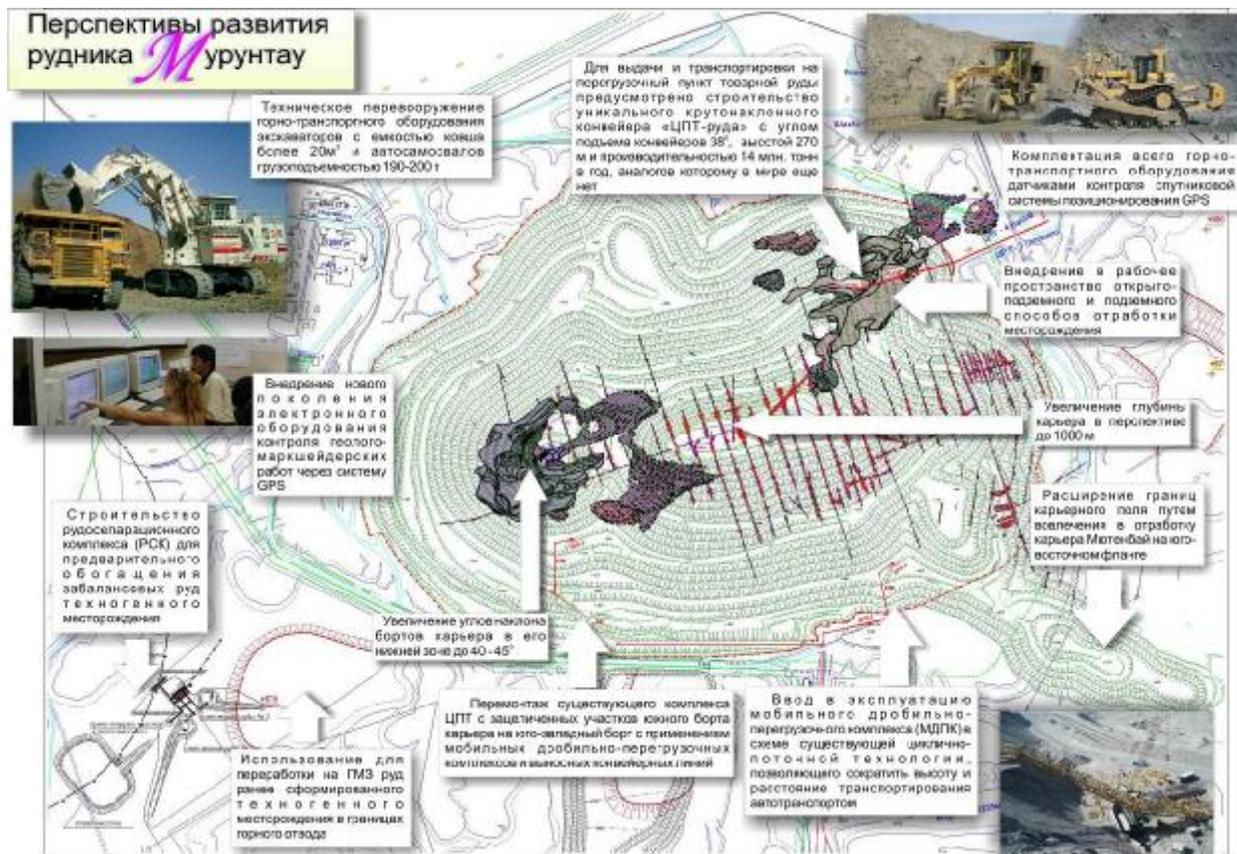


Рис. 2. Перспективы развития карьера Мурунтау

На карьере Мурунтау внедрены и получили развитие компьютерные технологии построения математической модели месторождения, оптимальной формы карьера и календарного графика его развития; разработана и внедрена система управления автотранспортом карьера на базе космической навигационной технологии GPS; разработан и внедрён в эксплуатацию комплекс автоматизированных систем проектирования и управления работами по обеспечению качества добываемого сырья, минимизации потерь и разубоживания сырья. Управление развитием рабочего пространства карьера на основе его разделения на автономно работающие технологические зоны дало возможность сократить текущие объемы вскрыши на 10%+12%, переход на новую для карьера технологию отработки рудных зон сокращает потери золота на 0,8%+1,2%, а внедрение технологии формирования высоких отвалов на неоднородном основании сокращает расстояние перевозки горной массы и уменьшает нарушение земной поверхности. В 2002 г. на прикарьерной площадке построен и сдан в эксплуатацию комплекс по производству эмульсионных взрывчатых веществ, основным компонентом

базируются на увеличении его глубины до 1000 м, а также возможности открыто-подземной разработки внекарьерных прибортовых запасов золотосодержащих руд, что вместе с наращиванием объёмов переработки руды на гидromеталлургическом заводе № 2 обеспечивает стабильное выполнение Зарафшанским золото-извлекательным комплексом госзаказа по выпуску золота.

Весной этого года исполняется 40 лет с тех пор как первый массовый взрыв положил начало промышленного освоения золоторудного месторождения Мурунтау. Признанием в экономике Республики Узбекистан, наряду с другими горными и металлургическими предприятиями, значимости Зарафшанского золотодобывающего комплекса, а также оценкой труда горняков и металлургов Узбекистана стал Указ об учреждении Дня работников горной и металлургической промышленности, который с 2001 г. традиционно отмечается в третье воскресенье мая. В канун юбилея поздравляю всех горняков и металлургов с этим замечательным профессиональным праздником и желаю всем мира, здоровья и благополучия!

ВОСПРОИЗВОДСТВО ИНТЕГРАЛЬНОГО РЕСУРСА ГОРНО-ПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА КАК УСЛОВИЕ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ РЕГИОНА

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор

Переход Узбекистана к рыночной системе хозяйствования вызвал необходимость детального изучения и освоения практики экономической деятельности предприятий в изменившихся условиях. В первую очередь это касается минерально-сырьевой отрасли, которая в современной экономике многих государств занимает базовое место. При этом, в основу такого изучения следует положить понимание того, что каждый объект минерально-сырьевой отрасли является составной частью иерархически организованной природно-промышленной системы, границы которой зависят от масштаба изучаемой проблемы или задачи, а количество уровней управления – от степени ее детализации. Например, при изучении условий, обеспечивающих формирование механизма устойчивого развития горно-промышленного комплекса (ГПК) в современных условиях, целесообразно рассмотреть трехуровневую систему «государство – регион – горно-перерабатывающий объект (ГПО)» (рис. 1).

Сущность функционирования рассматриваемой природно-промышленной системы заключается в **преобразовании минерально-сырьевых ресурсов в ресурсы социально-технологического назначения**. Именно на преобразовании извлеченного из недр сырья в новые технологии, образование, здравоохранение, благосостояние населения и т.п. государство концентрирует свои усилия. При этом, государство, являясь собственником недр, заинтересовано в повышении эффективности такого преобразования, что влечет за собой требование рационального использования минерально-сырьевого потенциала месторождений, как в качественном, так и в количественном выражении. Такое понимание сущности рассматриваемой системы способствует правильной расстановке акцентов при изучении происходящих в ней процессов, которую целесообразно начать с анализа ее функциональной структуры для уяснения роли каждого элемента в реализации целевой функции.

Функциональная структура природно-промышленной системы упрощенно может быть представлена в виде трех

составных элементов (рис. 2): интегрального ресурса, внутренней среды и движущей силы системы. В этой статье подробно рассмотрим ролевое значение только первого элемента.

Интегральный ресурс природно-промышленной системы представляет собой системную совокупность всех видов природных (вещественных, энергетических и информационных) ресурсов, которые в сочетании с материальными, финансовыми и трудовыми ресурсами определяют параметры жизни общества [1]. Система существует за счет этого ресурса, который комплектуется из интегральных ресурсов ее иерархических уровней, а системная совокупность ресурсов проявляется в том, что качественное или количественное изменение одного из них неизбежно ведет к качественным или количественным изменениям других. В частности, истощение минерально-сырьевого ресурса месторождения влечет за собой уменьшение поступлений товарных и финансовых ресурсов, чем обуславливается одновременное уменьшение налоговых платежей и сокращение количества рабочих мест. В любом случае, уменьшение интегрального ресурса ниже определенного уровня ведет, в конечном счете, к деградации природно-промышленной системы. Поэтому, и государство, и регион всегда стремятся если не увеличить, то, по крайней мере, сохранить свой интегральный ресурс, а для этого необходимо заранее знать, когда произойдут его количественные или качественные изменения с тем, чтобы своевременно принять компенсирующие меры. Такими компенсирующими мерами могут быть привлечение ресурсов из других систем или перемещение ресурсов внутри системы для сосредото-



Рис. 1. Схема природно-промышленной системы «государство – регион – ГПО»

чения усилий на решении приоритетной задачи.

Сохранение интегрального ресурса регионов с главенствующей ролью минерально-сырьевой отрасли имеет некоторые особенности, обусловленные тем, что изменения ресурсов наглядны и прогнозируемы, поскольку любое месторождение обладает одним неоспоримым свойством – его запасы раньше или позже, но неизбежно заканчиваются. В результате наступает необходимость принятия решения о дальнейшей судьбе горно-промышленного комплекса, подготовка к которому должна вестись заблаговременно. Однако значение такой подготовки субъектами системы нередко принижается под действием эффекта «кажущегося благополучия» [1], порожденного неверно понимаемым тезисом о богатстве недр. Поэтому, принятие соответствующих решений и реализация компенсирующих мер запаздывают во времени. В результате якобы неожиданное уменьшение доли горно-перерабатывающего комплекса в интегральном ресурсе региона в корне меняет ситуацию, что на верхних уровнях системы воспринимается как крайне негативное явление субъективного происхождения. Отчасти с этим можно согласиться, поскольку только от субъектов природно-промышленной системы зависит своевременное принятие компенсационных мер. А главным субъективным фактором в этом случае является **отсутствие стратегии развития горно-промышленных комплексов, регионов и отраслей, базирующейся на государственных приоритетах в освоении минерально-сырьевых ресурсов и наделенной координирующей и управляющей ролью (статусом нормативного документа)**.

Однако, наличие такой стратегии есть необходимое, но явно недостаточное условие для своевременной корректировки ситуации, поскольку ее еще

требуется реализовать, изменив для этого установившееся движение внутренних и внешних ресурсов системы и направив их на решение возникающих задач. Но, изменение движения ресурсов неизбежно ведет к ущемлению интересов других субъектов системы и возможному возникновению конфликтных ситуаций. Такое развитие событий требует от субъектов системы поиска компромиссов, зачастую в ущерб собственным интересам. Поэтому, выбираются другие менее «ущербные» пути, рассматриваемые в качестве временной меры, а решение главной задачи откладывается «на потом». В основе мотивации этого выбора лежит «Принцип удаленности события» [1], согласно которому проблемы, отдаленные во времени и пространстве, кажутся сегодня менее существенными и поэтому с их разрешением можно подождать. В результате ресурсы отвлекаются на задачи, имеющие для региона второстепенное значение, а в обществе создается эффект «кажущегося благополучия». Итог таких действий вполне прогнозируем – неизбежно резкое и как бы неожиданное обострение ситуации, за разрешение которой придется платить дороже, что вполне согласуется с «Законом снижения энергетической эффективности природопользования» [1].

Придание стратегии развития горно-перерабатывающих комплексов статуса нормативного документа послужит для субъектов природно-промышленной системы тем побудительным мотивом, который направит их действия в соответствии с государственными приоритетами в освоении минерально-сырьевых ресурсов. Следует также иметь в виду, что меры, направленные на компенсацию интегрального ресурса в минерально-сырьевой отрасли, требуют опережающего вложения средств, размер которых далеко не всегда соответствует возможностям горно-перерабатывающих комплексов, регионов и даже отдельных государств. Поэтому, источники таких средств должны быть заблаговременно определены, условия их получения и возврата известны, а размер – соизмерим с поставленными задачами. Только в этом случае разработанная стратегия получит реальные шансы на реализацию.

На основании изложенных логических рассуждений можно сделать вывод о том, что интегральный ресурс при-

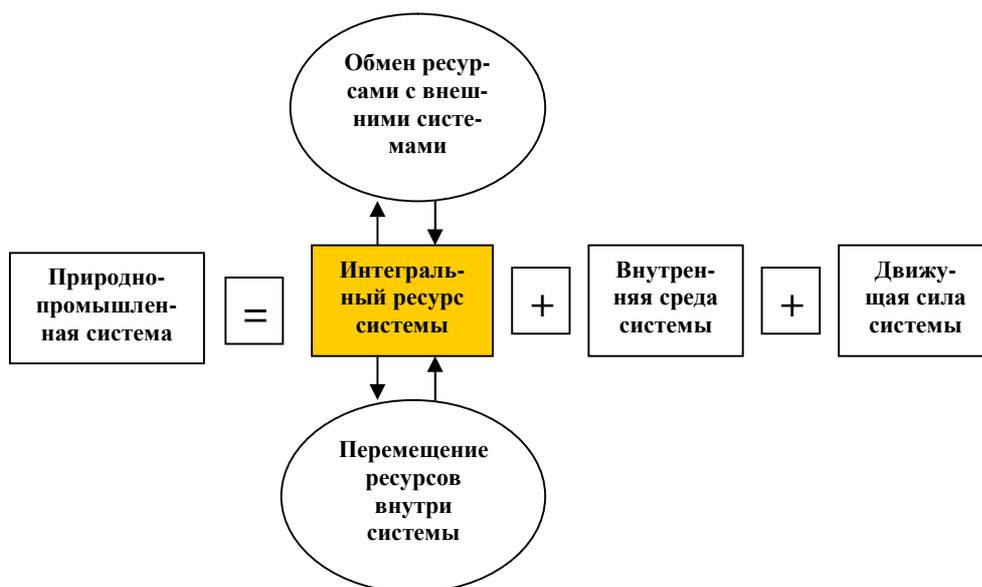


Рис. 2. Функциональная структура природно-промышленной системы

родно-промышленной системы управляем. Для иллюстрации этого вывода рассмотрим характерные примеры управления этим ресурсом в Кызылкумском регионе, основу которого сегодня составляют минерально-сырьевые ресурсы месторождений золота Мурунтау, Кокпатас и Даугызтау, обеспечивающие водно-энергетическими, материально-техническими, социально-бытовыми и людскими ресурсами для их освоения [2, 3].

Пример 1. Ситуация складывается таким образом, что через несколько лет оставшиеся запасы месторождений Мурунтау, Кокпатас и Даугызтау не смогут обеспечить выпуск золота на достигнутом уровне, поэтому, сначала объемы горных работ, а затем и объемы переработки руды начнут уменьшаться. В соответствии с существующими проектными оценками горные работы на этих месторождениях, постепенно уменьшаясь в объемах, практически полностью будут прекращены в период с 2020 г. по 2035 г. [3, 4]. Это приведет к значительному сокращению потребности в рабочей силе, появятся незагруженные производственные мощности, а основной источник содержания городов Зарафшан и Учкудук будет практически полностью истощен. Одновременно возникнут проблемы и в регионе, который взаимодействует с этим горно-промышленным комплексом и благополучие которого во многом зависит от эффективности работы его горно-перерабатывающих объектов. В результате может начаться деградация региона, предотвратить которую возможно за счет восполнения теряемой части его интегрального ресурса. Самый реальный путь такого восполнения – освоение новых видов минерального сырья со строительством новых, диверсификацией и конверсией действующих горно-перерабатывающих производств. Основные предпосылки для этого имеются. В частности, Зарафшанский промышленный комплекс может быть переориентирован на разработку месторождений серебра и, главным образом, зернистых фосфоритов, запасы которых в регионе оцениваются в ~2 млрд. т.

Учкудукский промышленный комплекс может быть ориентирован на освоение уран-ванадиевых месторождений в черных сланцах, запасы которых оценены лишь частично, а основная их доля требует проведения разведочных работ. Причем, стоимостной потенциал этих месторождений существенно выше стоимостного потенциала перспективных месторождений золота в этом районе.

Кроме того, в зоне доступности этих комплексов находятся значительные запасы песчано-глинистого сырья, которое с успехом может быть использовано для производства строительных материалов, керамики, стекла и т.п.

Таким образом, имеются предпосылки для поддержания интегрального ресурса Кызылкумского региона по мере отработки запасов существующих месторождений золота. Эти предпосылки базируются

на возможности освоения новых видов минерального сырья, что потребует не только создания новых, но и конверсии существующих производств. Может быть, это сырье и не такое престижное, как золото, но для региона, по сути дела, не имеет принципиального значения, каким путем будет сохранен его интегральный ресурс – за счет освоения месторождений золота, серебра, фосфоритов, урана или песка и глины. Для реализации имеющихся предпосылок к сохранению интегрального ресурса региона **требуется осознание субъектами рассматриваемой природно-промышленной системы:**

- неизбежности уже в обозримом будущем сокращения объемов производства, ориентированного на освоение месторождений золота;

- необходимости принятия решения о дальнейшем развитии региона на основе государственных приоритетов в освоении минеральных ресурсов с разработкой соответствующей стратегии [5], ориентированной на поддержание его интегрального ресурса и предусматривающей для этого опережающее привлечение дополнительных ресурсов «со стороны»;

- целесообразности придания разработанной стратегии статуса нормативного документа с координирующими и управляющими функциями.

Пример 2. В 2005 г. иностранные соучредители СП «Зарафшан-Ньюмонт», ощутив чрезвычайно высокую привлекательность переработки забалансовой руды, накопленной в складах карьера Мурунтау, вышли с предложением о замене метода кучного выщелачивания золота на метод традиционного заводского передела со строительством цеха измельчения производительностью ~12÷14 млн. т в год. По заводской технологии предполагалось переработать не только оставшуюся в складах забалансовую руду (~100 млн. т), но и «хвосты» кучного выщелачивания (~120 млн. т), рассчитывая получить при этом за счет роста в ~1,5÷1,6 раза коэффициента извлечения дополнительное количество золота.

Реализация этого предложения требовала выделить из общего ресурса региона значительное количество водно-энергетических ресурсов, которые практически полностью задействованы на горно-перерабатывающих объектах Навоийского ГМК. Их перераспределение в соответствии с поступившим предложением повлекло бы за собой снижение объемов производства в комбинате и, как следствие, интегрального ресурса региона. Поэтому, оно было отклонено.

Этот пример наглядно демонстрирует необходимость согласованности действий при создании новых или развитии действующих объектов минерально-сырьевой отрасли, базирующихся на общем интегральном ресурсе региона.

Таким образом, приведенные примеры позволяют сделать вывод о том, что каждая природно-промышленная система имеет свой интегральный ресурс, который обеспечивает ее существование и который она стремится, по крайней мере, сохранить. Этот вывод для регионов с преобладающей ролью минерально-сырьевой отрасли ориентирует субъектов системы на поиск путей поддержания и воспроизводства сырьевой базы как за счет создания новых, так и за счет диверсификации и конверсии действующих горно-перерабатывающих комплексов. При этом, следует иметь в виду, что сохранение, а тем более воспроизводство интеграль-

ного ресурса природно-промышленной системы требует опережающего вложения средств, которыми горно-перерабатывающие комплексы, как правило, не располагают в достаточном количестве и их следует привлекать дополнительно из внутренних либо внешних источников.

В любом случае, для определения путей сохранения или воспроизводства интегрального ресурса системы и их реализации требуется разработка стратегии развития региона, наделенная статусом нормативного документа и определяющая источники финансирования, соизмеримые с масштабом решаемых задач.

Список литературы:

1. Раймерс Н.Ф. Природопользование: Словарь-справочник. – М.: Мысль, 1990. – 637с.
2. Кучерский Н.И. Основные направления развития производства на Навоийском горно-металлургическом комбинате // Горный журнал. Специальный выпуск. – 2002. – С.4-12.
3. Кучерский Н.И. Состояние и направления развития золотоизвлекательного комплекса Навоийского горно-металлургического комбината // Горный журнал. – 2004, №6. – С.49-55.
4. Лукьянов А.Н., Толстов Е.А., Иоффе А.М. Перспективы открытой разработки месторождения Мурунтау // Горный журнал, 1998, №8. – С.3335.
5. Сытенков В.Н. Основы системного подхода к разработке стратегии освоения минерально-сырьевых ресурсов // Горный вестник Узбекистана. – 2006, №3. – С.13-21.

УДК 553

© Сытенков В.Н. 2007 г.

СИСТЕМНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ИССЛЕДОВАНИЙ В НЕДРОПОЛЬЗОВАНИИ

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор

Усложнение горно-геологических и горнотехнических условий ведения горных работ на вовлекаемых в разработку месторождениях требуют применения сложного горно-транспортного оборудования, новых материалов и современных средств управления производством. Одновременно происходит концентрация ресурсов, возрастают объемы горных работ, меняется среда обитания человека, усложняются технологические структуры и расширяются социальные взаимосвязи. При этом, возникает настоятельная необходимость в изучении влияния всего многообразия природных, технологических, технических, экологических, социальных, политических и других факторов на выработку и принятие обоснованных решений, обеспечивающих в результате освоения месторождений достижение заданной цели и решение поставленных задач. А поскольку перечисленные факторы находятся в тесном взаимодействии, оказывая друг на друга прямое или косвенное, явное или неявное воздействие, то рассматривать влияние каждого из них на заданные цели и поставленные задачи обособленно будет некорректно. Для такого рассмотрения в наи-

большей мере приемлем системный подход, в основе которого лежит изучение объектов как систем, представляющих собой вещественно-энергетическую или концептуальную совокупность взаимосвязанных элементов (узлов, деталей, явлений, процессов, отношений, интересов и т.п.), объединенных прямыми и обратными связями в некоторое единство.

Системный подход ориентирует исследователей на раскрытие целостности объекта и выявление механизма, обеспечивающего эту целостность. Этот подход способствует адекватной постановке проблемы и выработке эффективной стратегии для ее изучения. Целью такого изучения является сведение многообразных связей объекта исследований в единую теоретическую картину с построением на этой основе обобщенной (системной) модели, адекватно отображающей реально происходящие в объекте процессы и явления.

Границы системы определяются в зависимости от предмета, целей и задач изучения объекта, а ее разделение на отдельные элементы (процессы, явления и т.п.) осуществляется по естественным,

функционально значимым признакам, заложенным в самой природе этих элементов. Рассмотрим несколько примеров.

Пример 1. Предмет изучения - взаимодействие режущих зубков бурового инструмента с разрушаемой породой. Цель изучения - выявить взаимосвязи геометрических параметров режущих зубков инструмента с эффективностью процесса разрушения породы. Задача изучения – определить рациональную форму и параметры режущих зубков бурового инструмента.

В рассматриваемом случае нас интересует только взаимодействие режущих зубков бурового инструмента с разрушаемой породой. Следовательно, к предмету изучения нет смысла добавлять, например, напорный механизм и вращатель бурового става. Поэтому в качестве изучаемого объекта принимается система, обобщенная модель которой конструктивно может быть представлена в виде однолинейной схемы «порода - режущий зубок», состоящей из двух элементов, имеющих естественные, функционально значимые разделительные признаки.

Пример 2. Предмет изучения - процесс бурения взрывных скважин станком шарошечного бурения. Цель изучения - выявить взаимосвязи скорости бурения взрывных скважин в различных породах с характеристиками бурового инструмента разных производителей и технологическими параметрами станка. Задача изучения – выбрать поставщика бурового инструмента и определить рациональные режимные параметры (усилие подачи на забой, частота вращения бурового става) работы бурового станка.

В рассматриваемом случае нас интересует уже не только взаимодействие бурового инструмента с разрушаемой породой, но и режимные параметры станка. Поэтому в качестве изучаемого объекта следует принять систему, обобщенная модель которой конструктивно может быть представлена в виде однолинейной схемы «порода – буровой инструмент – буровой станок», состоящей из трех элементов, имеющих естественные, функционально значимые разделительные признаки.

Пример 3. Предмет изучения - воздействие взрывных работ на объекты карьера. Цель изучения – выявить взаимосвязи между массой взрываемого заряда ВВ и воздействием сейсмозврывных волн на объект карьера. Задача изучения – разработать метод управления энергией сейсмозврывных волн с тем, чтобы при массовых взрывах в карьерах обеспечить целостность объектов в зоне их влияния.

Такое управление представляет процесс целенаправленного использования взаимосвязей между энергией взрывного разложения вещества и возникающими при этом сейсмозврывными волнами для дробления пород в требуемой степени, деформирования горного массива в заданных пределах и допустимого уровня сейсмического воздействия на охраняемые объекты. Объектом управления в этом

случае является система, обобщенная модель которой конструктивно может быть представлена в виде однолинейной схемы «заряд ВВ – горный массив – охраняемый объект». Эта модель состоит из трех элементов с естественными разделительными признаками, каждый из которых уже по природе своего происхождения наделен вполне определенным функциональным отличием.

В этой системе взаимодействие составляющих элементов определяется их качественными и количественными характеристиками. Например, запас энергии в заряде ВВ определяет начальную энергию взрывной волны, которая передается горному массиву. В результате этого, по массиву проходит волна сжатия, сопровождаемая смещением пород с определенной скоростью, что приводит к их деформированию и разрушению. Поскольку, на сжатие и смещение пород требуется определенная энергия, то энергия взрывной волны постепенно расходуется, а сама волна - затухает. При этом, скорость прохождения и интенсивность затухания взрывной волны определяются физико-механическими свойствами и структурными особенностями пород массива. Тем не менее, волна достигает охраняемого объекта, передавая ему часть энергии. Очевидно, что такая передача энергии не причинит ущерба объекту, если ее величина не превысит некоего предела прочности объекта.

В этих примерах рассмотрены **простые системы**, состоящие из 2-х или 3-х природных и технических элементов. Причем дробление этих элементов на отдельные части не приводит к появлению дополнительных данных, повышающих качество решения поставленной задачи. Поэтому дальнейшая детализация таких систем теряет смысл, а их обобщенная модель представляет собой одну схему связей взаимодействующих элементов (рис. 1). Однако, даже такое упрощенное представление о системе взаимоотношений позволяет не только логически обоснованно расставить акценты при изучении явления, но и посмотреть на вопрос

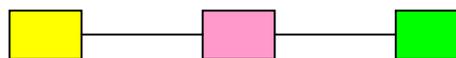


Рис. 1. Обобщенная модель простой системы в виде одномерной схемы

под другим углом зрения.

Например, при формировании отвалов традиционно рассматривалась система «машина – отвал – основание», которую для обеспечения безопасности работ требуется сохранять в устойчивом состоянии. И, именно, решение этой задачи предусмотрено «Правилами безопасности...» [1]. В то же время известно [2], что безопасность отвального оборудования может быть обеспечена и без сохранения устойчивости отвала в целом. При такой постановке задачи исходную систему следует разделить на систему «отвал – основание» и систему «машина – отвал», что способствует правильному пониманию

значения устойчивости отвала для обеспечения безопасности работ. В результате появляется возможность в ряде случаев отказаться от сохранения устойчивости первой системы, перейдя к управляемому сдвигению пород в отвале, но сохранив устойчивость второй системы, обеспечив тем самым безопасность работы оборудования.

Простые системы используются преимущественно для решения прикладных задач горно-перерабатывающих производств узкоспециального направления, что достаточно наглядно иллюстрируют выше приведенные примеры. Такие системы не пригодны для рассмотрения общих проблем в недропользовании, поскольку здесь мы имеем дело с комбинацией сложных природных, технических и социальных элементов во всем многообразии их проявления. Поэтому, в рассматриваемом случае применение нашли **сложные системы**, функционирование которых подчиняется законам развития природных, технических и социальных систем.

Система сложная – составной объект, части которого могут рассматриваться как отдельные соподчиненные (то есть, одновременно входящие в более крупную совокупность) системы, объединенные между собой **системообразующими связями** в единое целое. Части сложной системы можно расчленить (в том числе, условно) на более мелкие

подсистемы, вплоть до выделения элементов, которые либо объективно являются, либо условно принимаются неделимыми. В результате такого расчленения в сложной системе структурно выделяются обособленные (часто условно) уровни, каждый из которых имеет вполне определенное функциональное значение для системы в целом. Эти уровни являются ее уровнями управления, а их объединение между собой системообразующими связями придает ей статус иерархически организованной системы, в которой уровни управления ранжируются по значимости «сверху вниз» или «снизу вверх». Причем каждый уровень более низкого порядка как бы «вложен» в смежный уровень более высокого порядка, являясь его составной частью (принцип «матрешки»). При этом системная модель такой сложной системы графически может быть интерпретирована различным образом (рис. 2, 3), соответствуя главному требованию – логически правильно отображать структуру реальной системы.

Сложная система обладает целым рядом специфических свойств (иерархическая организация структуры и функций, открытость, подчинение принципу системной дополнителности), которыми следует руководствоваться при выработке управляющих решений.

Иерархическая организация структуры и функций сложной системы означает, что управленческие решения верхних по значимости и пространственно-временной размерности уровней направляют деятельность нижних уровней, не препятствуя их функционированию, а те в свою очередь своими действиями гармонично комплектуют вышестоящие уровни, одновременно являясь их составной частью.

Классическим примером иерархической организации структуры и функций сложной системы является армия, в которой верхний уровень управления, например командир взвода, отдает распоряжение командирам отделений, выполняющая которое и действуя самостоятельно каждый командир подразделения вносит свой вклад в решение общей задачи взвода.

Границы сложной системы и её разделение на отдельные элементы также определяются в зависимости от предмета, целей и задач изучения объекта. Рассмотрим некоторые примеры построения моделей иерархически организованных сложных систем.

Пример 4. Предмет изучения – методы управления параметрами освоения месторождений в рыночных условиях. Цель изучения – выявить влияние субъектов рыночных отношений на эффективность освоения минерально-сырьевых ресурсов. Задача изучения – разработать стратегию освоения месторождений с учетом государственных приоритетов в развитии минерально-сырьевой отрасли.

Главными параметрами освоения месторождений в рыночных условиях являются производительность горного предприятия и качество добываемого минерального сырья, а к субъектам рыноч-

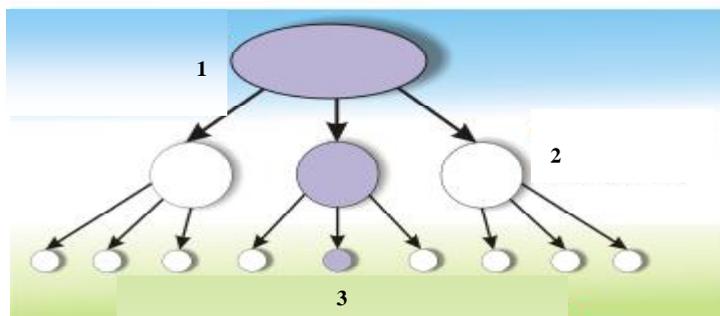


Рис. 2. Обобщенная модель сложной системы в виде двумерной линейной схемы: 1, 2, 3 – иерархические уровни управления (в порядке понижения значимости)

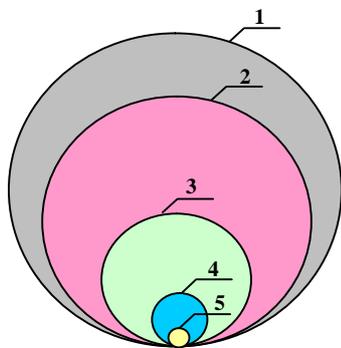


Рис. 3. Обобщенная модель сложной системы в виде двумерной круговой схемы: 1÷5 – иерархические уровни управления (в порядке понижения значимости)

ных отношений в этом случае относятся инвесторы, власти регионального и государственного управления, интересы которых могут не совпадать. В результате инвестор, ориентируясь на главный критерий оценки своей работы (прибыль), может провести выборочную отработку месторождения, нанеся тем самым ущерб региону как собственнику инфраструктуры и государству как собственнику недр. Причем здесь имеется ярко выраженное ранжирование соподчиненных элементов по значимости, а системообразующей связью между элементами разной значимости являются интересы субъектов, задействованных в освоении ресурсов. В то же время соподчиненные элементы имеют вполне определенное функциональное назначение: государство устанавливает «правила игры», регион обеспечивает адаптацию горно-добывающего предприятия в окружающую социально-промышленную среду, а инвестор выполняет функцию недропользователя. Поэтому, для разработки стратегии освоения месторождений с учетом государственных приоритетов в качестве объекта управления целесообразно выбрать сложную систему, обобщенная модель которой может быть представлена в виде двумерной линейной схемы, включающей три уровня управления (рис. 2): государственного управления (верхний), регионального управления (средний) и управления на уровне горно-добывающего предприятия (нижний).

Пример 5. Предмет изучения – методы управления развитием горных работ в глубоком карьере. Цель изучения – выявить взаимосвязь параметров рабочей зоны карьера с интенсивностью ведения горных работ. Задача изучения – разработать методы управления интенсивностью горных работ в глубоком карьере.

Интенсивность ведения горных работ характеризуется темпами изменения выработанного пространства карьера в заданном направлении или в заданном месте. Она непосредственно зависит от характеристик оборудования, параметров рабочей зоны и размеров рабочих площадок. Управление темпами изменения выработанного пространства карьера за счет варьирования интенсивностью работ может вестись:

- в отдельном забое;
- в выемочном блоке, включающем несколько забоев;
- в природно-технологической зоне карьера, включающей несколько выемочных блоков;
- в выделенном этапе развития карьера, включающем несколько природно-технологических зон;
- в целом карьере, включающем несколько этапов развития.

Здесь имеется ярко выраженное ранжирование соподчиненных элементов по значимости, а системообразующей связью между элементами разной значимости является интенсивность ведения работ. При этом соподчиненные элементы имеют вполне определенное функциональное назначение: интенсивность ведения горных работ внутри верхнего уровня управления регулируется реализацией управ-

ляющих решений на нижнем уровне. Например, интенсивность работ в природно-промышленной зоне регулируется изменением интенсивности работ в выемочных блоках. Поэтому, для разработки методов управления интенсивностью горных работ в глубоком карьере в качестве объекта управления целесообразно выбрать сложную систему, обобщенная модель которой может быть представлена в виде двумерной круговой схемы, включающей пять уровней управления (рис. 3): в целом карьер, этап развития карьера, природно-технологическая зона, выемочный блок и забой.

Открытость сложной системы – способность системы обмениваться с окружающей средой веществом, энергией и информацией. В недропользовании это свойство предопределяет обязательное условие существования природно-промышленной системы – постоянная подпитка системы ресурсами и производство сырьевого потенциала по мере отработки запасов месторождений.

Подчинение сложной системы действию принципа системной дополнителности проявляется в том, что ее подсистемы в своем развитии создают предпосылки для успешного развития и саморегуляции смежных подсистем.

Например, в карьере, как сложной природно-промышленной системе, все его подсистемы должны соответствовать друг другу по строению (закон соподчинения структуры) и по функциям (закон соподчинения функций), а изменение одной из них неизбежно влечет за собой изменение других взаимодействующих подсистем или функций. Из этого следует, что индивидуальные характеристики подсистем должны быть согласованы между собой, иначе система не сможет выполнять возложенные на нее функции либо будет работать не эффективно. Положение осложняется тем, что в природно-промышленной системе подсистемы развиваются не синхронно: в то время как одни из них достигают более высокого уровня развития, другие еще остаются в менее развитом состоянии. В результате происходит рассогласование индивидуальных характеристик взаимодействующих подсистем, которое не должно превышать определенных пределов. Поэтому в природно-промышленной системе выделяются подсистемы, требующие повышенного внимания на той или иной стадии ее развития.

Так, например, на определенном этапе развития карьера Мурунтау наиболее слабым его звеном являлся технологический транспорт, представленный в то время автосамосвалами грузоподъемностью 40 т, количество которых достигало 410 штук. Высокая трудоемкость обслуживания и сложность управления таким количеством автосамосвалов в сочетании с ростом глубины карьера и расстояния перевозки горной массы обусловили резкое снижение его эффективности. Последовательное увеличение грузоподъемности автосамосвалов сначала до 75 т, а затем до 140 т привело к сокращению их количества до 80 штук. Такое увеличение грузоподъемности

автосамосвалов потребовало согласованного увеличения вместимости ковшей экскаваторов с 5÷8 до 15÷18 м³ и применения более производительной вспомогательной техники (бульдозеров, грейдеров и т.п.). Одновременно качественному изменению подвигалась подсистема управления экскаваторно-автомобильным комплексом карьера, которая сначала основывалась на жестком закреплении автосамосвалов за экскаваторами («закрытый» цикл), затем была заменена работой автосамосвалов в «открытом» цикле с распределением их на специальных пунктах учета и переадресацией диспетчером по радиосвязи. В настоящее время применяется компьютерный комплекс спутникового контроля движения автосамосвалов, который одновременно используется для их перераспределения между экскаваторами, учета вывезенных объемов горной массы, контроля скоростного режима и т.п. Все это в свою очередь потребовало изменения подходов к планированию погрузочно-транспортных работ с внедрением современных компьютерных технологий.

Из вышеизложенных рассуждений естественным образом вытекает вывод о том, что внутри природно-промышленной системы между составляющими ее подсистемами существует сложная взаимосвязь – своеобразная «сеть жизни» системы. Поэтому, отклонения в одной подсистеме не безразличны для других подсистем, а разрывы в «сети жизни» снижают устойчивость всей системы. В некоторой степени возникшие разрывы могут быть компенсированы частичным перераспределением функций между подсистемами. Такое перераспределение функций уменьшает количество подсистем и делает «сеть жизни» системы более грубой, с более «толстыми» связями, в которых энергетические, материальные и информационные потоки уплотняются, становятся интенсивнее. В результате этого адаптационные возможности системы в целом снижаются.

Изучение иерархически организованной структуры и функций сложной системы позволяет выработать управляющие решения, направленные на регулирование отношений между элементами разных уровней управления. При этом, ответить на вопросы, связанные с жизнедеятельностью и развитием такой системы, в частности, в недропользовании можно, определив главную целевую функцию сложной системы и функциональное назначение ее структурных элементов.

Главная целевая функция сложной природно-промышленной системы в недропользовании может быть определена следующим образом: «**Преобразование минерально-сырьевых ресурсов в ресурсы социально-технологического назначения**». Именно, на преобразовании извлеченного из недр сырья в новые технологии, образование, здравоохранение, благосостояние населения и т.п. следует концентрировать усилия органам государственной власти различного уровня. Однако, для реализации

целевой функции сложная система должна:

- иметь ресурсы;
- сформировать определенные отношения между взаимодействующими элементами;
- определить побудительные мотивы.

Ресурсы для реализации целевой функции сложной системы включают минерально-сырьевые ресурсы, подлежащие преобразованию в ресурсы социально-технологического назначения, а также все виды ресурсов, с помощью которых такие преобразования осуществляются (технологические, технические, экологические, энергетические, финансовые, людские, информационные и т.п.). Совокупность этих ресурсов составляет интегральный ресурс системы, который по мере извлечения запасов месторождений неуклонно уменьшается и который она стремится, по крайней мере, сохранить. Это связано с тем, что снижение интегрального ресурса до некоего критического значения влечет за собой деградацию системы.

Отношения между взаимодействующими элементами сложной системы формируются из нормативно-правовых, социально-экономических и общественно-политических компонентов, в совокупности образующих ее внутреннюю среду функционирования, которая может стимулировать либо подавлять деятельность системы в целом или ее отдельных частей. При этом желаемое воздействие среды достигается целенаправленным искажением действия механизма рыночной системы хозяйствования. Об этом свидетельствует отсутствие примеров реализации классического варианта рыночной модели экономики, базирующейся на идее безбарьерных взаимоотношений, не только в развивающихся, но еще в большей степени в промышленно-развитых странах [3].

Побудительные мотивы для преобразования минерально-сырьевых ресурсов в ресурсы социально-технологического назначения могут возникать только у субъектов сложной системы. Причем эти мотивы на разных уровнях системы могут быть различными. Так, например, государство как владелец недр заинтересовано в повышении использования ресурсного потенциала месторождений, тогда как инвестор больше заинтересован в получении прибыли от вложенного капитала. В результате возникают противоречия, требующие поиска компромиссного решения, а побудительные мотивы в итоге выступают в роли движущей силы системы, направляющей ее развитие.

В целом функциональная структура сложной системы и ее иерархических уровней упрощенно может быть представлена в виде трех составных элементов (рис. 4): интегрального ресурса, внутренней среды и движущей силы.

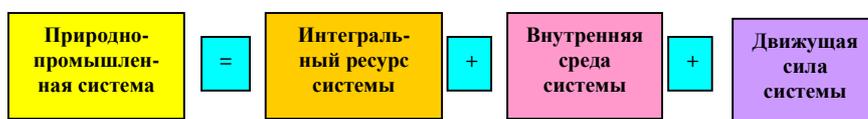


Рис. 4. Функциональная структура сложной природно-промышленной системы

ролевого значения каждого из этих элементов в жизни системы позволяет разработать логически обоснованную стратегию ее развития.

Таким образом, системное моделирование объектов исследований в недропользовании является той основой, на которой адекватно отображается

структурная и функциональная схемы природно-промышленных систем, что позволяет принимать логически обоснованные управленческие решения по освоению минерально-сырьевых ресурсов, регулированию социальных отношений, экономической политике, природоохранной деятельности и т.п.

Список литературы:

1. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – Ташкент: Узбекистон, 1995. – 126 с.
2. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. – Ташкент: Фан, 1999. – 276 с.
3. Прилуков А.Н. Итоги и перспективы рыночных реформ в минерально-сырьевом секторе экономики российского Дальнего Востока // Горный информационно-аналитический бюллетень (региональное приложение «Дальний Восток»). – МГГУ, 2005. – С.111-122.

УДК 553

© Евдокимов Л.А., Кудинов А.А., Васильев П.Г. 2007 г.

МЕТАЛЛОНОСНЫЕ ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ – ИСТОЧНИК РАСШИРЕНИЯ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО БАЛАНСА И СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РАДИОАКТИВНЫХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ

Евдокимов Л.А., ведущий специалист Кабинета Министров Республики Узбекистан; Кудинов А.А., ведущий эксперт Бюро ГИПа тяжелой промышленности института «Узтяжнефтегазхимпроект», магистр; Васильев П.Г., директор ООО «ВВКО», магистрант ТашГТУ

Серьезными заявками на расширение топливно-энергетического баланса и сырьевой базы радиоактивных и редкоземельных металлов можно рассматривать вовлечение в промышленное производство металлоносных горючих сланцев [1-8]. Также это позволит расширить сырьевую базу производства серы и, соответственно, серной кислоты.

Горючие сланцы рассматриваются как тонкие минеральные «смеси» органических и неорганических составляющих. Органическое вещество разделяется на битумы и кероген (основная часть). Последний состоит из полициклических подгрупп, связанных между собой алканами и изопренидами с длинными цепями.

Неорганическое вещество включает: глины гидрослюдистого и монтмориллонитового состава; карбонаты (кальцит и доломит); зерна кварца, полевых шпатов, пирита; колонии раковин фораминифер с карбонатными, фосфатными или силикатными раковинами; чешую и костные остатки ихтиофауны; капролиты организмов, выполненные фосфатным веществом – коллофанитом.

К числу разновидностей горючих сланцев относятся торбаниты, сформированные на континентах совместно с залежами углей; тасманиты мелковод-

но-морского происхождения, а также формация Грин-Ривер озерного происхождения. Основные залежи торбанитов размещены в Австралии и США (Пенсильвания, Иллинойс); тасманиты в Тасмании и США (Аляска); примером месторождений горючих сланцев типа Грин-Ривер могут послужить озера Юинта и Госьют в США.

Горючие сланцы Средней Азии (Узбекистан и прилегающие территории) близки по условиям образования к формации Грин-Ривер и, отчасти, к тасманитам.

Характерной особенностью минеральной части горючих сланцев Средней Азии является высокое содержание пирита (10-15%) среди частичек глин. Он представлен микроглобулярными сферическими зернами размером 2-3 мм.

Минеральные компоненты неорганической части сланца, различаемые под микроскопом, кроме пирита, содержат глину (около 20%), зерна кварца и кальцита (более 5%), отчетливо выделяется каолинит (около 4%).

Вещественный состав битумоидов горючих сланцев в Узбекистане слабо изучен. Однако, горючие сланцы Узбекистана отличаются высоким их содержанием, на порядок превышающим их коли-

чество в керогене большинства известных в мире месторождений. Наиболее близкими аналогами узбекистанских сланцев являются триасовые отложения Северной Болгарии и некоторых месторождений формации Грин-Ривер.

Мировые запасы горючих сланцев в разных источниках оцениваются в объеме:

- по одним данным свыше 550 млрд. т [8];
- по другим данным до 26 триллионов т [5].

Месторождения горючих сланцев имеются на всех континентах. Значительные запасы расположены в Северной Америке.

За период изучения горючих металлоносных сланцев Узбекистана с 1940 по 2005 гг. было установлено, что практически единый пласт прослеживается в двух, разобренных поднятиями Нуратинских гор, осадочных бассейнах – Сырдарьинском и Амударьинском.

Прогнозные ресурсы горючих металлоносных сланцев Сырдарьинского и Амударьинского бассейнов оценены до глубины 600 м от дневной поверхности и составляют в Средней Азии 93 млрд. т, в том числе в Республике Узбекистан – 47 млрд. т. Причем, прогнозные ресурсы на всю глубину залегания практически не оценивались. В пределах бассейнов подсчитанные авторские запасы на пяти месторождениях в сумме составили 1 млрд. т (табл. 1).

По данным Госкомгеологии Республики Узбекистан перспективные проявления выявлены в Бухарской, Навоийской, Самаркандской и Сурхандарьинской областях.

Металлоносность

Мировыми исследованиями в горючих сланцах установлены практически все металлические химические элементы в количествах, близких к кларковому или превышающих их.

Наиболее высокие значения, в порядке убывания степеней концентрации по сравнению со средними содержаниями в земной коре, даны для: рения, молибдена, теллура, селена, кадмия, ванадия, висмута, таллия, серебра, никеля, цинка, свинца, вольфрама, меди, золота, сурьмы, хрома, рубидия, тантала, тория, гафния, самария, лютеция, церия, тербия, иттербия.

ИМГРЭ РАН установлено, что рений, молибден, ванадий и никель находятся в тесной взаимосвязи с органическим веществом (их содержания возрастают по мере освобождения от минеральных включений). Медь, серебро, кадмий, селен и висмут связаны прямой зависимостью с количеством сульфидов, рассеянных в массе сланцев. Так, в Эстонии из минеральной части сульфидов определены молибденит (48,8%), ферромolibдит (27,0%) и повелит (23,2%). Так же отмечено, что, например, распределение свинца позволяет предположить, что концентратом для этого элемента может служить глинисто-минеральная масса. Содержание металлических элементов было, также, исследовано в битумах, экстрагированных хлороформом из сланцев. Выход битума составил 2,8%. Причем, в нем при сгорании обнаружено 0,87% золы, в которой главное место занимает железо (39,2% массы), концентрируется также ванадий и никель (коэффициент концентрации последнего в золе сланцев 16,8).

Наибольшую практическую ценность в металлоносных горючих сланцах Узбекистана могут представлять ванадий, молибден и рений, отчасти скандий, селен, вольфрам, никель, редкоземельные металлы, металлы платиновой группы, серебро, золото, алюминий и титан.

Обособленно рассматривается уран, гидрогенные месторождения которого локализованы в покровных породах мела и палеогена, обладающих коллекторскими свойствами на геохимических барьерах и могут быть пространственно совмещены с положением пласта сланцев в конкретных структурах. В этом случае, горючие сланцы окажутся рудой на уран. В табл. 2 приведены средние содержания металлов и ряда неметаллов в горючих сланцах месторождения Сангрунтау (%-ые данные спектрального анализа, г/т – химического).

Обзор исследований по промышленному применению узбекистанских горючих сланцев

Основные исследования по горючим сланцам в Узбекистане проводились в 1940-1946 гг. с целью получения жидких топлив. Результаты исследований 1941-1943 гг., а также опытно-промышленной переработки на обогатительной фабрике Научно-исследовательского института по переработке горючих сланцев показали их кондиционность в качестве энергетического сырья для производства автомобильных топлив. В пробах было установлено высокое содержание ванадия, молибдена.

В 1963-1996 гг. геолого-разведочные работы на Бойсунском месторождении сопровождались технологи-

Авторские запасы по некоторым месторождениям горючих сланцев Республики Узбекистан

Месторождение	Категория запасов	Глубина подсчета, м	Истинная площадь, тыс. м ²	Средняя мощность пласта, м	Запасы, тыс. т
Байсун	B+C ₁ +C ₂	500	56 976	0,55	55 459
Сангрунтау	C ₁	100	100 000	1,0	180 000
Актау	C ₁	150	70 000	1,0	126 000
Учкыр-Кульбешкак	C ₁	100	340 000	0,52	318 240
Уртабулак	C ₁	200	230 000	0,6	248 400

ческими испытаниями в Институте Сланцев (г. Кохтла-Ярве) и Институте Химии (г. Таллин) Академии Наук Эстонии. В продуктах дистилляции имело место высокое содержание серы (более 5%), вследствие этого смола полукоксования без дополнительной десульфации не могла использоваться в качестве моторного топлива, остаток смолы мог использоваться в качестве высокосернистого мазута как топливо. Фенолы дистилляционных фракций и азотистые основания рекомендовались к применению как сырье для производства ядохимикатов, клеев, поверхностно-активных веществ, лекарственных препаратов. Также, рекомендовалось использовать нейтральные составляющие фракций (вскипающие при температуре 220-300°C) в качестве сырья для производства лекарственных препаратов, дефолиантов и десикантов в сельском хозяйстве.

Одновременно проводились испытания применения мульчирования горючих сланцев на хлопковых полях в качестве стимуляторов роста растений и защиты лессовых почв от ветровой эрозии. По данным СОЮЗНИХИ проведение агротехнических мероприятий с внесением горючих сланцев способствовало повышению урожайности на 10-15 центнеров с га.

Изучение литолого-геохимических особенностей горючих сланцев, вещественного состава, их металлоносности, отличительных особенностей, технологических свойств, и палеогеографическое моделирование, выявило перспективное новое минеральное сырье, а также возможность его использования в химической промышленности, металлургии, медицине, сельском хозяйстве, строительной индустрии.

В результате лабораторных исследований [1, 6, 8] были сделаны следующие выводы:

- горючие сланцы в процессе термообработки при температуре до 460-800°C выделяют до 1500 м³ энергетического газа с 1 т горючей массы с тепловой сгорания до 4540 ккал/м³;

- горючие сланцы, помимо углеродного сырья, содержат U, W, Mo, Au, Ag, Re, Cd, Se, Cu, Ni, Pb, S, включая редкоземельные металлы и металлы платиновой группы. При этом, содержание их находится в прямой зависимости от содержания органического углерода;

- горючие сланцы используются как энергетическое сырье с тепловой способностью до 3300 Ккал/кг;

- при химической переработке из сланцев можно получить высокосернистые мазуты, используемые для смазки двигателей, но, пока что, не пригодные в качестве сырья для жидкого топлива из-за высоких содержаний серы 4-6%;

- в горючих сланцах установлены содержания смолы от 8 до 12%, известные ранее только на каменноугольных месторождениях. Из смолы можно получить масла для пропитки древесины, электродный кокс, мягчители резины, мастики и компоненты для строительных мастик, алкилрезорцины;

- из получаемых смол можно выделить нэрозин, который по своим свойствам может быть использован в сельском хозяйстве для увеличения устойчивости всходов и урожайности хлопчатника, закреплению почв от ветровой эрозии;

- из некоторых переработанных горючих сланцев (кокс) извлекаются 58,6% Mo; 37,9% V; 39,8% Σ редкоземельных металлов, что в пересчете на исходный сланец составит 46,6; 31,6 и 23,9% соответственно.

- энергетический газ, получаемый при переработке, считается пригодным по своим теплотехническим качествам для замены угля и других видов топлива при сжигании в топках котлов, турбин и других теплотехнических агрегатах.

Несмотря на низкую номинальную теплоту сгорания по сравнению с природным газом он обладает всеми преимуществами газообразного топлива. Высокая скорость сгорания газа ПГС (1,6 м³/с) обуславливает возможность применения его не только в промышленности, но и (после специальной подготовки) в быту.

Использование газа в химической промышленности и иных отраслях в настоящее время весьма перспективно, что особенно важно в связи с дефици-

Таблица 2

Средние содержания металлов и ряда неметаллов в горючих сланцах месторождения Сангрунтау

Элемент	Содержание	Элемент	Содержание
Бериллий	0,001% (0,2 г/т)	Германий	5-6 г/т
Бор	0,01%	Мышьяк	1,5-2,0 кг/т
Магний	1-2%	Селен	0,002% (10-100 г/т)
Алюминий	3%	Свинец	до 26 г/т
Фосфор	0,4% (до 40 кг/т)	Стронций	2360 г/т
Скандий	5,6 г/т	Иттрий	20 г/т
Титан	0,1% (1-5 кг/т)	Цирконий	2360 г/т
Ванадий	0,12% (900-1670 г/т)	Ниобий	3-5 г/т
Хром	0,01% (200-420 г/т)	Молибден	0,04-0,075% (400-750 г/т)
Рутений	0,03 г/т	Теллур	170-685 г/т
Родий	0,05 г/т	Лантан	57 г/т
Свинец	0,014 г/т	Церий	73-230 г/т
Серебро	0,001% (2,4-3,2 г/т)	Европий	2-10 г/т
Кадмий	0,002% (30-40 г/т)	Самарий	50-160 г/т
Иридий	77 г/т	Иттербий	2,6 г/т
Олово	6-8 г/т	Лютеций	23 г/т
Сурьма	13,9 г/т	Гафний	9,6 г/т
Марганец	0,006% (600 г/т)	Тантал	0,28 г/т
Железо	1-2% (до 37 кг/т)	Вольфрам	130-300 г/т
Кобальт	20-71 г/т	Рений	0,3-0,8 г/т
Никель	до 300 г/т	Золото	0,02-0,2 г/т
Медь	0,05% (300-400 г/т)	Таллий	10-15 г/т
Цинк	0,01% (215-225 г/т)	Торий	8-12 г/т
Галлий	0,001% (3-8 г/т)	Уран	16-85 г/т

том серы, аммиака и метанола.

Таким образом, металлоносные горючие сланцы представляют несомненный интерес как альтерна-

тивный источник расширения топливно-энергетического баланса и сырьевой базы радиоактивных и редкоземельных металлов.

Список литературы:

1. И.В. Гринберг, А.Г. Стрельковская, Т.В. Панькова «К исследованию пиролиза Карпатских мелинитовых сланцев». Журнал «Химия твердого топлива», №3, 1977г., из-во «Наука», Москва.
2. Е.Н. Бродский «Связь плотности сланцев с их органическими и минеральными компонентами». Журнал «Химия твердого топлива», №3, 1977г., из-во «Наука», Москва.
3. И.К. Луценко, В.И. Белецкий, Л.Г. Давыдов «Бесшахтная разработка рудных месторождений», Москва, «Недра», 1986.
4. М.Я. Шпирт, журнал «Химия твердого топлива» №6, 2004г. стр. 81 «Формы соединения микроэлементов и их превращения при переработке твердых полезных ископаемых».
5. Н.И. Зеленин, И.М. Озеров «Справочник по горючим сланцам», Москва, из-во «Недра», 1983.
6. К.М. Соо, Н.Д. Серебрянникова, Горючие сланцы, №10, 1979.
7. Р.Н. Питин, «О газопроницаемости горючих сланцев-кукерситов», Труды ИГИ АН СССР, выпуск VII, 1957.
8. М.Г. Рудина, Н.Д. Серебрянникова «Справочник сланце-переработчика», Ленинград, из-во «Химия», 1988 г.

УДК 553.3.06:553.441:553.495 (575.16)

© Турамурадов И.Б., Ежков Ю.Б. 2007 г.

МОДЕЛИ И ГЕОЛОГО-ГЕНЕТИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЗОЛОТО-УРАНОВЫХ ПАРАГЕНЕЗИСОВ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ

Турамурадов И.Б., заместитель председателя Госкомгеологии РУз; Ежков Ю.Б., старший научный сотрудник ИМП Госкомгеологии РУз, канд. геол.-мин. наук

Металлогения золота и урана Центральных Кызылкумов определяет в их геологической истории сущность всех ее рудноформационных процессов, а отсюда и направленность моделирования, отражающего их основные генетические признаки [1-10]. В качестве примеров нами рассмотрены геометризованные пространства полигенных золото-уран-редкометалльных объектов Мурунтау-Джетымтауского типа [1, 9] – собственно месторождения Мурунтау и мегааномалии [3] Ауминзатау (до 5 км в поперечнике, 35x15 км в обнаженной части) с одноименным гранитоидным плутоном в ядре. В отношении золота оба объекта относятся к золото-кварцевому (с вольфрамом) геолого-промышленному типу (ГПТ), а ГПТ урана к настуран-черниевому и ванадий-фосфат-слюдковому с попутным молибденом, рением, скандием, селеном, иттрием, редкоземельными элементами (РЗЭ) и платиной. Кроме указанных объектов к ГПТ урана Кызылкумов относятся также известные «черносланцевые» месторождения Октябрьское, Косчека, Джантуар и открытое в 1966 г. в древних сланцевых толщах Ауминзатау месторождение Рудное.

В основу идеи создания ауминзатауской модели (рис. 1) нами положено установление признаков зональности в распределении уран-редкометалльных и золотых рудопроявлений и месторождений по отношению к гранитному интрузиву. Зональность резко асимметрична, однако выдержана по принципу нахождения уран-редкометалльного (ванадий, иттрий, вольфрам, олово) оруденения в тыловых частях рудно-аномальных зон (РАЗ), а золота – во фронтальных. Юго-Западная РАЗ характерна концентрацией уран-редкометалльных объектов в полосе ближайшего экзоконтакта гранитной интрузии и существенным «отрывом» от них золотоносных объектов, векторно-удаленных по внешнему фронтальному контуру на расстояние 10 км.

Северо-Восточная РАЗ отличается, наоборот, удалением уран-редкометалльных объектов от «безрудного» контактового северного шва интрузива более чем на 3 км, но при этом с приближением к нему проявлений золота на 150-200 м. Определенная пространственная автономность РАЗ позволяет предположить в ее границах скрытый гранитный линейно-купольный выступ с глубинной зоной ак-

тивизации, обеспечившей проникновение рудоносных трансмагматических раствор-флюидов, в одной из зон разгрузки которых возникло известное золоторудное месторождение Песчаное.

Демонстрируя сложный характер локализации полигенного золото-уранового и редкометалльного оруденения в горах Ауминзатау, предложенная модель, тем не менее, позволяет достаточно надежно прогнозировать его обнаружение на перекрытых площадях, опираясь на зонально-последовательное изменение миграционных свойств урана, золота, REE и других металлов при соответствующем последовательном изменении термодинамического (РТ) режима процесса минералообразования. Конкретика прогнозирования в этом режиме позволит выполнить расчет величины шага обнаружения рудных парагенезисов, определенных взаимоотношением золота, урана и редкометалльно-редкоземельных элементов.

Мурунтауская модель на уровне поверхностных сечений (рис. 2, 3) представлена относительно изометричной проекцией рудно-метасоматической системы, образующей при погружении на северо-восток фигуру овально-вытянутой золото-ураноносной пластинообразной залежи. В ее пределах, а также в пространстве над золоторудными залежами развивается, особенно в зонах чешуйчатонадвигового скупивания углеродисто-кремнистых пород, стратиформно-штокверковая урановая минерализация, характерная сопряжением депрессионных и аномальных зон.

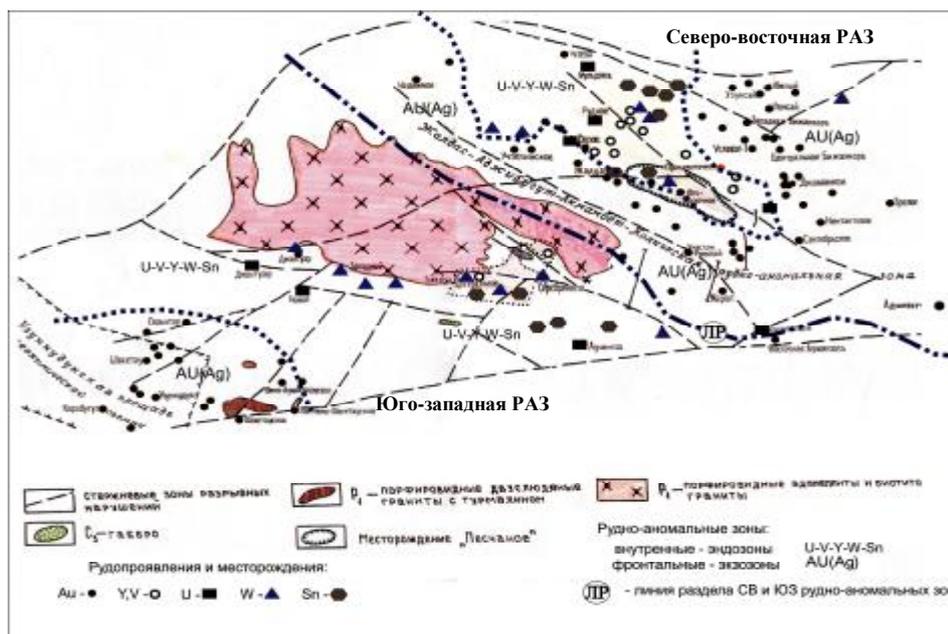


Рис. 1. Рудная минерализация экзо-эндоконтактовых зон Ауминзатауского гранитового массива

Иногда золоторудные зоны сопровождаются урановыми аномалиями как в коренных породах, так и в перекрывающих их рыхлых отложениях.

Однако, в большинстве случаев золоторудные зоны «накрываются» урановыми трогами, совпадающими с отрицательными магнитными аномалиями, аномально низкими полями гравитации и

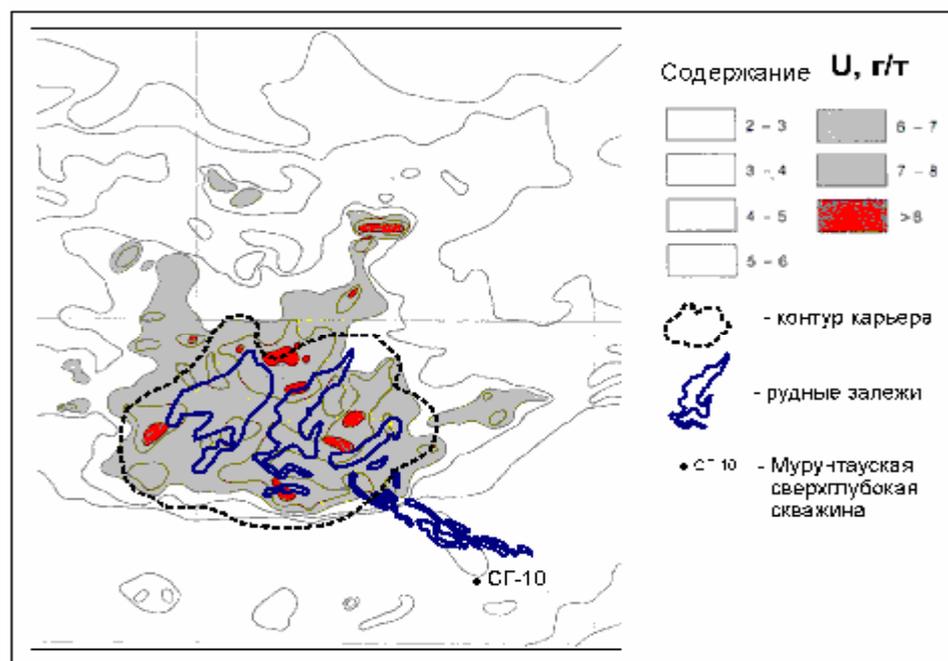


Рис. 2. Аэрогаммаспектрометрические ореолы урана (аномалии составляющих поля радиоактивного излучения) площади месторождения Мурунтау (показано контуром). По данным Э.Я. Островского, Л.Н. Котляровского, И.Г. Кремнева, 1986 г. с некоторыми дополнениями авторов

при даже слабой сульфидизации (1-3%) отражающимися в электрических полях.

Ложем основания продуктивных золото-редкометальных зон и урановых трогов служат зоны дробления, окварцевания, ослюденения (серицитолиты), сульфидизации, алунизации и каолинизации, диагностированные как зоны «обеления». Непосредственно в вертикальном разрезе зон выноса урана золото, в случаях своей концентрации, накапливается в их лежащем боку. В зонах привноса уран (настуран, коффинит) образует ассоциации своих вторичных соединений с минералами железа, марганца, кобальта, никеля, ванадия, молибдена, марказитом, скородитом, ярозитом (с селеном), знаками золота. В зонах привноса наблюдается присутствие урана не в минеральных фазах, а в форме элементарного, атомарного рассеяния.

Рассматривая поисково-индикаторное значение аномальных и депрессионных (троговых) зон урановой минерализации, мы установили, что трогги урана как «отрицательные» геохимические и геофизические аномалии позволяют надежнее идентифицировать и проследить на Мурунтауском рудном поле золоторудные и золото-редкометальные залежи как скрытые на глубине, так и перекрытые породами чехла.

В связи с этим, мажоритарный ряд элементов вертикальной геохимической зональности Мурунтау (рис. 3) должен быть пополнен ураном как в рудных сечениях, так и в надрудном пространстве.

Рассматривая весь комплекс генетических признаков обеих моделей – геолого-структурных петрологических, минералого-геохимических, геофизических, данных детальных и эксплуатационных разведок и др., мы приходим к выводу о гранитно-магматогенной природе золото-уран-редкометального оруденения.

Роль термальных концентраторов сыграли постколлизийные гранитоиды корового профиля (рис. 4), обеспечившие как проникновение рудоносных трансмагматических флюидов, так и в ряде случаев концентрацию Au, U и редких металлов в своих термоградиентных полях.

Установленные [4] основные особенности петрохимических составов на примере представительных постколлизийных гранитоидных плутонов (Ауминзатауский, Сардаринский, Казахтауский, Кокпатасский, Северо-Тамдытауский) Центральных Кызылкумов показали, что к ним по своим классификационным петрохимическим характеристикам могут быть отнесены и все остальные более десятка гранитных интрузивов этого региона.

Отсюда приведенная оценка рудоносности (U, Au, P3Э) в разрезе ее геолого-генетического моделирования на примерах Мурунтау и Ауминзатау может быть распространена и на другие потенциально-перспективные позиции (в т.ч. и на перекрытых территориях), возникновение которых связано со становлением гранитных плутонов Центральных Кызылкумов.

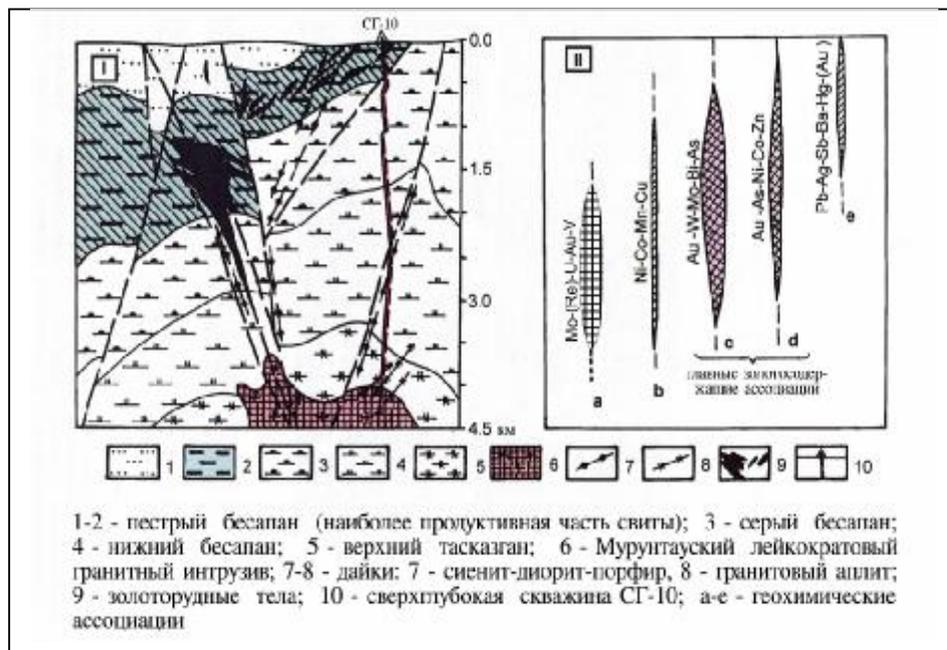


Рис. 3. Глубинный разрез через Мурунтауское рудное поле и сверхглубокую скважину СГ-10 (I) и распределение геохимических ассоциаций по вертикали в интервале 0,0-4,3 км (II). По материалам А.К. Воронкова, А.А. Кременецкого, В.Ф. Скрябина, И.М. Голованова с некоторыми дополнениями авторов

Структурно-вещественное «наполнение» представленных моделей концентрации и рассеяния рудогенных элементов базируется на стандартных методах оценки их распределения в геолого-геохимических процессах.

Для более полного представления об особенностях появления золото-урановых парагенезисов рассмотрим их с привлечением термодинамических расчетов в отношении генерирующих гидротермальных растворов флюидов, образовавших Au-U месторождения нескольких рудно-формационных типов в разнообразных геолого-структурных позициях в различных регионах

мира.

Проблема золото-урановых парагенезисов, как считается [7], возникла с открытием металлоносных конгломератов Южной Африки (Витватерсранд), а затем переместилась в другие регионы мира, где были обнаружены месторождения с достаточно широко распространенными срастаниями золота и уранинита.

В 70-х – 80-х гг. прошлого века в Северной и Южной Австралии были обнаружены [5] крупные полигенные урановые месторождения в нижнепротерозойских графитистых кварц-хлоритовых и кварц-биотит-полевошпатовых сланцах и графитсодержащих доломитах.

Собственно урановорудные тела месторождений часто располагаются как над, так и под горизонтами высокоуглеродистых сланцев (район Аллигейтор Риверс). В рудных телах месторождения Рейнджер-1, Джабилука, Кунгарра и Набарлек установлена прямая корреляционная зависимость между содержаниями урана и самородного золота, причем последнего в потенциально промышленных масштабах [5].

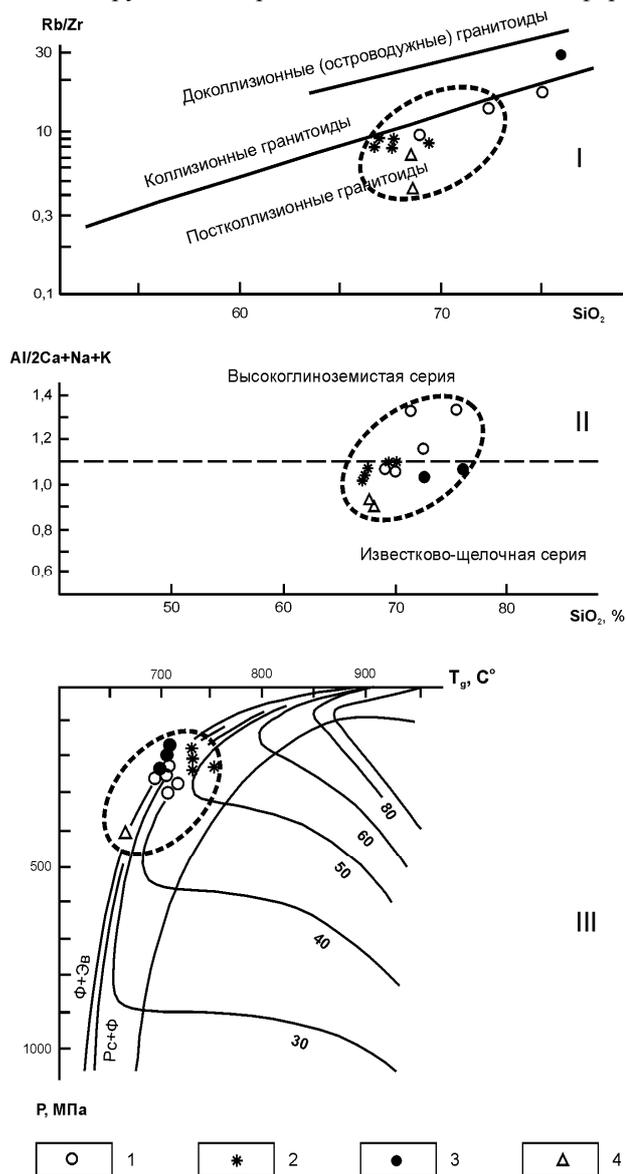
Во многих уранинит-настуран-золотых парагенезисах время выделения золота более позднее по отношению к минералам урана. Обратное соотношение наблюдается значительно реже. Часто золото концентрируется в мелких (и микро-) трещинках, рассекающих настурановые зерна, мелкие скопления и агрегаты (с браннеритом).

Нижнепротерозойские урановые месторождения Австралии, располагающиеся вблизи высокоуглеродистых сланцевых горизонтов, уникальны по составу руд и запасам урана. Уровни его концентрации в рудах устойчиво характеризуются содержаниями 0,1-0,35% U_3O_8 , с попутным золотом (в настуране) от 0,5 до 0,8 кг/т (0,05-0,08%). В другом рудно-формационном типе месторождений Австралии – гранит-гематитовой брекчии Олимпик-Дэм, «мамонте» рудной геологии, содержание в среднем на массу U_3O_8 0,8 кг (0,08%), а золота 0,6 г/т, при запасах, соответственно, $1 \cdot 200^0 000$ т и 1200 т.

Однако, этими примерами парагенетические золото-урановые отношения не исчерпываются. Так, на серебро-золото-урановом месторождении Чиуауа (Мексика) выделены тесные срастания золота и уранинита. Подобная же ассоциация известна на месторождениях Ричардсон (Канада) и Остин (США).

На месторождении Монтана (Саскачеван, Канада) уранинит включает в себя самородное золото, платину, минералы меди, никеля, ванадия. Уранинит в рудных концентрациях установлен на золотых месторождениях Айдахо Спрингс-Сентрал Сити,

где в кварц-карбонат-халцедоновых жилах ассоциирует с анкеритом, сидеритом, баритом и сульфидами, развивающихся в трещинах уранинитовых выделений. Тухолит (асфальтоподобное выделение урана) обнаружен в межзерновом пространстве золото-сульфидных руд месторождения Болиден (Швеция). В провинции Катанга (Заир) известны в границах Медного Пояса Африки пластово-трещинные медь-кобальт-уран-золотосодержащие руды с минералами платины и палладия. Общеизвестная группа месторождений пятиэлементной фор-



Петрохимический состав гранитоидов Центральных Кызылкумов в диаграммах: I – Харриса, Пирса, Тиндля; II – Чаппела, Уайта; III – Захаревича и др. 4 – Сардаринский. Фазовый состав гранитоидных магм: Pс – расплав, Ф – флюид, Эв – тройная эвтектика (КПШ+Pl+Kв), кривые – % ликвидусной фазы.

Рис. 4. Петрохимический состав гранитоидов Центральных Кызылкумов

магии (Co, Ni, Bi, Ag, U) открыта в Западной Канаде и Рудных Горах, где она представлена: в начальной стадии рудного процесса настураном, на более поздней – самородным золотом, электрумом и серебром, а на завершающей – раммельсбергитом (NiAs_2), сафлоритом (CoAs_2), никелином (NiAs). Срастание уранинита и золота с осмием и иридием характерно для месторождения Атабаска (Канада).

Таким образом, золото-уран-редкометалльный парагенезис достаточно широко распространен в месторождениях различных и разновозрастных рудно-формационных комплексов, несмотря на известные различия общих геохимических характеристик урана и золота и термодинамически рассчитанных величин химического сродства рудогенных металлов к компонентам флюидно-гидротермальных растворов [6].

Так, в порядке возрастания сродства металлов к сульфатам (кислород) относительно сульфидов металлы образуют ряд ($\Delta Z_{298}^{\text{H}_2\text{SO}_4} - \Delta Z_{298}^{\text{H}_2\text{S}} = N$ ккал):

Hg^{II} (-16,8), Au^{I} (-14,5), Au^{III} (-13,9), Pd^{II} (-13,4), Ag^{I} (-12,1), Cu^{I} (-11,6), Cu^{II} (-4,0), Bi^{III} (8,4), Zn^{II} (9,6), Cd^{II} (10,0), Sn^{II} (11,6), Sn^{IV} (13,1), Co^{II} (16,6), Ni^{II} (18,4), Pb^{II} (19,5), Fe^{II} (21,5), Tl^{I} (27,5), Mn^{II} (30,2), Ti^{II} (35,7), Y^{III} (40,2), Al^{III} (40,3), Yb^{III} (40,6), Ce^{III} (41,0), U^{IV} (41,5), Zr^{IV} (43,2), Ti^{IV} (43,6), La^{III} (43,8), Mg^{II} (45,1), Be^{II} (47,4), Ca^{II} (53,0), Li^{I} (60,9), Sr^{II} (62,5), Cr^{III} (62,6), Na^{I} (68,2), K^{I} (68,3), Ba^{II} (70,1). В приведенной последовательности металлов [6] крайнее положение занимает ртуть, отличающаяся высокой индифферентностью к сульфидному выщелачиванию, что обеспечивает сохранность киновари особенно в процессах преобразования в зонах окисления.

Как известно, миграционные возможности золота в силу его общей индифферентности к кислороду и сере ограничены, однако в режиме серно-кислотной миграции они возрастают, и золото в двух валентных состояниях по приводимым в ряду сродства геохимическим характеристикам сближается с серебром и медью.

Сульфатно-сульфидное отношение, во многом регулирующее металлический состав гидротермальных флюидов, создает благоприятный режим для тесного геохимически парагенного сближения кобальта, никеля, серебра, висмута и образования (вместе с ураном) пятиметалльной формации.

Однако, несмотря на присутствие в ней урана, его четырехвалентный ион в ряду сродства отделен значительным интервалом от четырех других парагенов, сближаясь и вступая в устойчивые ассоциативные связи с иттрием, иттербием, церием, цирконием, титаном (браннерит), лантаном и

кальцием, характерными, кроме того, образованием труднорастворимых кислородных соединений.

Итак, очевидно, что при всех различиях геохимических условий появления ураново-золото-металльных парагенезисов существует главная интегральная причина совместной миграции золота и урана (наиболее интересующих нас металлов) в рудоносных гидротермальных флюидах. Установлено [10], что при достижении ими стадии с температурным интервалом 180-200°C, раствор-флюиды становятся более щелочными, что, наряду с факторами последовательного их охлаждения, обуславливает «резкое повышение устойчивости уранил-карбонатных комплексов – $[\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3]^{4-}$ – и, соответственно, возможность попутного интенсивного извлечения урана из окружающих пород по пути миграции и его активной транспортировки к местам рудоотложения [10]».

При полной смене сульфатных компонентов сульфидными в условиях повышенной щелочности растворов, уран в их составе приобретает дополнительную способность к миграции в комплексной форме, причем совместно с широким спектром химических элементов: халькофилов (Mo, Pb, Zn, Cu, Sb, As, Ni, Co, Bi, Se), благородных (Au, Pt, Ag, Pd), редких (Y, Sc, Nb, Rb), щелочных (Na, K), модификаторов-комплексобразователей (H_2CO_3 , Cl, S, N, C, CH, F, CO), а также «титана в форме гидросульфидных или сульфидсодержащих комплексов [10]».

Рассчитанные для этих режимов величины общей минерализации гидротерм могут составлять десятки и первые сотни граммов на литр, а при упоминавшемся насыщении их сульфидной серой (200°C) и повышенной щелочности, раствор-флюиды способны транспортировать уран в количествах до сотен миллиграмм на литр в равновесии с настураном. С понижением их температуры (150-100°C) и изменением отношений концентраций серы и щелочей, не компенсированных хлоридом, резко снижается величина pH раствор-флюидов, химизм которых меняется от умеренно щелочных до близнейтральных и, в завершение, до слабокислых. Это приводит к разрушению уранил-карбонатных ионов и практически прекращает привнос урана, но с другой стороны весьма вероятно служит обогащению гидротерм-флюидов золотом и его халькофильными спутниками (Cu, Zn, Pb, As, Sb), образующими устойчивые сульфидные и гидросульфидные комплексы: AuS_2^- , CuS^- , $\text{Hg}(\text{HS})_3^-$ и др.

Подобные глубокие изменения термодинамического режима и геохимических характеристик рудоносных гидротерм-флюидов на завершающих

стадиях их эволюции и являются, по нашему мнению, главным фактором пространственного разделения путей миграции, форм транспорта и областей концентрирования золота, урана и их элементов-спутников, что создало на их изученных месторождениях основу рудной зональности, т.е. изменения металлического состава руд с последовательным образованием внутренних (тыловых), промежуточных и внешних (фронтальных) зон.

В заключение, рассматривая особенности оценок перспектив рудоносности перекрытых площадей, кратко охарактеризуем два метода из богатого арсенала поисковой геохимии, все больше находящиеся в этих целях в последнее время свое применение.

Аналитической основой методов служит хроматография проб в сочетании с изучением их другими известными методами – MS ISP, лазерно-люминесцентный и др.

Первый поисковый метод (ИГСО РАН) – это обнаружение глубокозалегающих золоторудных месторождений [8] по первичным и вторичным ореолам аммония (NH_4^+). Второй метод (ВИРГ-Рудгеофизика) направлен на изучение глубокозалегающих рудных объектов, пока ураноносных рудно-формационных типов, а в перспективе и других металлов, и основывается на анализе селективно выделяемых их ионно-подвижных (парообразных) форм (ИПФ) из поровых растворов и газящих потоков [2].

Проведение аммонийных съемок широко апробировано на: золото-полисульфидно-кварцевом месторождении Зармитан (Узбекистан), золотортутных месторождениях в западной части США (Айвенхое, Невада, Ди, Маклоглин, Калифорния, Кинслей), золото-углеродистых месторождениях

Бакырчик (Казахстан), Наталкинское, Ветренское (Россия), золото-серебряных месторождениях в вулканогенных породах – Береговское, Карамкен (Россия), золотоносных корах выветривания (Воронцовское, Россия) с характерными глинистыми сорбционными барьерами.

Глубинность поисков по содержанию аминоккомплекса NH_4^+ охватывает интервал от 10-15 до 100 м (Бакырчик) при ширине его обнаруженных ореолов 200 м и более.

Метод ИПФ его авторы применили пока в границах урановых месторождений (настуран, коффинит, браннерит) Карелии, Северного Казахстана, Зауралья, Сибири, Калмыкии и скарново-железородном месторождении Уксу, на которых урановорудные тела обнаружены под покровом пород различного состава на глубинах от 10-12 до 450-500 м.

Таким образом, приведенный достаточно длинный перечень рудно-формационных типов месторождений золота и урана выявленные в различных регионах мира, свидетельствует об определенной эффективности примененных аммонийных съемок и анализа ионно-парообразующих форм миграции в качестве прямых геохимических методов поисков этих элементов. Одними из полигонов их применения могут стать и перекрытые площади Центральных Кызылкумов, окаймляющие рудоносные блоки палеозойских возвышенностей.

Актуальность постановки на них подобных исследований усиливается близостью рудно-формационных типов месторождений золота и урана Центральных Кызылкумов и других регионов мира, на которых проведение поисков по ореолам NH_4^+ и ИПФ позволило заметно увеличить ресурсный потенциал.

Список литературы:

1. Бобоноров Н.С., Каримов Х.К. Урановая геология и уранорудная база Узбекистана (история, состояние, проблемы). // Ташкент, 1996. С.58-75.
2. 9. Виноградова И.В., Виноградов В.Н. Новые перспективные геохимические методы поисков и оценки глубокозалегающих месторождений полезных ископаемых. // ИМГРЭ, М., 2002. С.343-364.
3. Ежков Ю.Б., Рахимов Р.Р., Золотая и урановая минерализация в Центральных Кызылкумах (прогнозные следствия взаимоотношений). // Ташкент, 1999. С. 90-93.
4. Захаревич К.В., Захаревич А.А., Волченкова Т.Б. Магматогенно-гидротермальная система в Кызылкумах. // Сов. геол., 1991, № 4. С. 22-29.
5. Лаверов Н.П., Барсуков В.Л. Урановые месторождения района Аллигейтор Риверс (Северная Австралия). // Геол. рудн. месторожд., 1977, № 2. С. 16-32.
6. Маракушев А.А. Геохимический анализ процессов экзогенного и эндогенного сульфидного оруденения. // Геол. рудн. месторожд., 1976, № 6. С. 3-18.
7. Миронов А.Г. Золотоурановые парагенезисы и геохимические условия их проявления. // ДАН СССР, 1982, т. 269, № 1. С. 211-215.
8. Росляков Н.И., Белеванцев В.И., Калинин Ю.А. К вопросу об ореолах NH_4^+ как критериях поиска золоторудных месторождений. // ИМГРЭ, М., 2002. С.429-448.
9. Турамуратов И.Б., Лузановский А.Г., Парамонов Ю.И. Лантаноиды и платиноиды в золото-редкометалльных рудах углеродисто-терригенных отложений Нуратау-Кызылкумского региона. // Горный вестник Узбекистана, 2005, №1 (20).
10. Шмариович Е.М., Ашихмин А.А., Модников И.С. Физико-химические причины стадийной эволюции гидротермального уранового процесса. // Геол. рудн. месторожд., 1990, № 3. С. 52-64.

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ РУДООБРАЗОВАНИЯ

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

Значение геохимии в естественных науках, особенно в решении генетических вопросов рудообразования, трудно переоценить. Несомненно, также, что единственными объектами, заслуживающими наиболее детального рассмотрения при решении этой проблемы должны быть сами химические элементы с их геохимическими свойствами. Естественно, что следует при этом особо отметить, что еще в XIX веке известный ученый Х. Шенбейн считал, что «Мы должны иметь геохимию прежде, чем может идти речь о настоящей геологической науке». Проблемы рудообразования не могут решаться и без выявления основных причин образования концентраций, как отдельных химических элементов, так и их парагенетических сочетаний в виде различных типов концентраций. Не случайно, поэтому, что еще в XI веке продолжатель идей Аристотеля арабский ученый аль-Фараби отмечал – «Если известна причина, делающая существование вещи необходимым, то известна и сама вещь». Из философии известны тесно взаимосвязанные парные категории; среди них одной из важнейших является *причина-следствие*, из которой вытекает, что для научного познания следствия обязательно выявление ее основных причин. При этом, не менее важно учитывать широкораспространенные в геологии явления конвергенции и дивергенции, т.е. когда одна причина может создавать множество следствий и, наоборот, когда одно и то же следствие может возникать за счет различных причин. Из этого вытекает, что только собственно научный подход может способствовать решению многих вопросов, связанных с рудообразованием, независимо от их генетических особенностей и масштабов их проявлений. Естественно полагать, что сами химические элементы со всеми их изотопами как стабильными, так и нестабильными, обладая всем разнообразием геохимических свойств, присущих материи, располагают каждым из них только в условиях конкретных природных систем. Важнейшими из этих систем, в порядке их естественного возникновения и развития следует считать такие, как сидерофильная, литофильная, халькофильная, биофильная, гидрофильная, нейтральная, галогенофильная и атмосферная. В каждой из этих природных систем в длительном процессе их возникновения и существования рудообразующие и редкие элементы могли создавать свои концентрации в конкретных, нередко минеральных формах нахождения. Важнейшей причиной образования концентраций элементов в качестве их источников во многих конкретных случаях являются подстилающие или вмещающие их породы. Одним из важнейших источников многих

рудообразующих и редких элементов нередко являются карбонатные породы магнезиального состава доломитового типа, которые служат носителями и концентраторами многих из них. Тяготение этих элементов к доломитам объясняется явлениями изоморфизма, согласно IX изоморфному ряду В.И. Вернадского. Фактически сами доломиты в целом (вся толща) или их отдельные горизонты, особенно девонского возраста, во многих рудных районах (Кураминские и Нурагинские хребты и др.) могут служить источником комплексного извлечения из них многих ценнейших элементов и их изотопов. Наиболее характерными из них являются цинк, медь, молибден, рений, изотоп осмия-187 и др. Доломитовые породы, в отличие от собственно известняков, оказавшиеся в зонах активного участия гранитоидного магматизма сравнительно легко ассимилируются с высвобождением из них всех ценных элементов, которые в зависимости от геохимических условий нередко способны создавать крупные и даже уникальные по масштабам концентрации. Это особенно относится к халькофильным системам, которые приводят к образованию концентраций элементов в виде их сульфидных соединений. Характерными примерами подобных природных процессов являются крупнейшие комплексные медно-порфировые месторождения Кальмакыр, Дальнее и другие в Алмалыкском рудном поле Узбекистана. В связи с этим бытующие в геологии представления о том, что почти все известные, особенно наиболее крупные по масштабам, месторождения многих генетических типов возникли за счет их привноса извне «в готовом виде» требуют тщательной экспертизы для выявления истинных источников этих ценных элементов. Об этом примерно еще в XIX веке И. Кант предупреждал, что «Мы пытаемся объяснить то, что мы не понимаем из того, что мы понимаем еще меньше». В геохимических проблемах, связанных с процессами рудообразования, не менее важно учитывать все *взаимодействия* компонентов, участвующих в этих системах. Об этом писал Ф. Энгельс в «Диалектике природы», что – «Взаимодействие является истинной *causa finalis* вещей. Мы не можем пойти дальше этого взаимодействия именно потому, что позади его нечего больше познавать».

Таким образом, рассматриваемая проблема рудообразования является значительно более сложной, чем она представляется. В каждом конкретном случае требуются специально проведенные исследования, т.к. в природных системах не существует полных аналогов изучаемым объектам. Кроме того, с позиций фактологии, каждый изучаемый природ-

ный объект, т.е. факт, должен соответствовать таким критериям его нахождения, как - объективность, представительность, достоверность, значимость, воспроизводимость (не обязательно) и причинность появления и существования в историче-

ском аспекте, т.е. от момента его возможного возникновения до современного состояния. К великому сожалению в большинстве геологических работ эти критерии практически даже не учитываются, особенно в их совокупности.

УДК 550

© Лузановский А.Г., Турамурадов И.Б., Туресебеков А.Х. 2007 г.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ДОБЫЧИ РЕНИЯ И ОСМИЯ ИЗ ЗОЛОТО - УРАНОВЫХ РУД И ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ КЫЗЫЛКУМОВ

Лузановский А.Г., ведущий инженер-геолог Центрального рудоуправления НГМК, канд. геол.-мин. наук; Турамурадов И.Б., заместитель председателя Госкомгеологии РУз; Туресебеков А.Х., заведующий лабораторией «Геохимия и геотехнология» Института геологии и геофизики АН РУз., канд. геол.-мин. наук

Центральные Кызылкумы продолжают удивлять исследователей многообразием рудно-минеральных образований и неисчерпаемым потенциалом комплексности полезных ископаемых в недрах. На фоне традиционных для региона промышленных руд урана, золота, фосфоритов, ресурсы которых не беспредельны, одним из приоритетных направлений в регионе, в этой связи, может оказаться реализация технологий извлечения из различных углеродисто-минеральных образований *рения* (Re), проявленных в широком стратиграфическом диапазоне от докембрия до палеогена. Этот редкий металл является остро дефицитным в мировой экономике.

По недавно опубликованным данным изучения руд медно-молибденового месторождения Кальмакыр и золоторудного месторождения Мурунтау (на основе микронзондирования JXA 8800R), были показаны значения Re в молибденидах до 0,1% [1]. Ранее известные сведения о рениеносности углеродисто-силицитовой формации докембрия и нижнего палеозоя, с которыми связаны ураново- и золоторудные объекты Центральных Кызылкумов (Re - до 0,0014% - Савельев В.Ф., 1966 г.) подтверждают необходимость пересмотра практически всех углеродисто-минеральных образований складчатого основания на обнаружение рения. Иначе обстоит дело с углеродисто-минеральными образованиями, проявленными в седиментационных бассейнах мезозоя - кайнозоя. В них в Кызылкумском регионе установлены содержания Re и принципиально решен технологический механизм его извлечения. Однако, наиболее изученными на Re явились ураново-редкометалльные руды «учкудукского» типа и эоценовые горючие сланцы Кызылкумского и Амударьинского седиментационных бассейнов [2-4].

Здесь уместно упомянуть о том, что действующие классификации рудных и нерудных полезных ископаемых нуждаются в корректировке, а, зачастую, и пересмотре в связи с установленной металлоносностью традиционно нерудных твердых, жидких и газообразных полезных ископаемых.

Re относится к редким химическим элементам, не образующим собственных минералов, а также к редким металлам, не имеющим самостоятельных месторождений. Этот ультрамалокларковский элемент (Кларк - 10^{-8}) был открыт в 30-е годы XX века и, за несколько десятилетий его изучения, стал востребованным во многих приоритетных технологиях промышленности, часто определяя новые направления прогресса науки и техники. Существование Re в природе было предсказано в 1871 г. Д.И. Менделеевым, назвавшим его экомарганцем. Однако, в марганцевых рудах одна часть Re содержится в 10000000 частей породы, а в молибдените обычно содержание Re не превышает двух тысячных долей процента. Руды молибдена и меди до настоящего времени являются главным источником Re.

Не исключено, что дополнительное опробование марганцевых руд домезозойского складчатого основания гор Ауминзатау на Re, содержащих до 2-3% редких земель иттриевой группы, также, может дать положительный результат. Известны в регионе проявления марганца в альпийских субширотных разломах, трассируемых вдоль подножий гор Букантау и Ауминзатау не опробованные на Re.

Re образует несколько оксидов, но, наиболее стойким является рениевый ангидрид Re_2O_7 , который при окислении превращается в растворимые соли - перренаты, а взаимодействуя с водой образует бесцветный раствор рениевой кислоты $HReO_4$.

«Ренийвый бум» начала 70-х годов XX века был связан с нефтяной и газовой промышленностью, применившей Re в процессах крекинга нефти. Благодаря этому нововведению по применению сначала платинорениевых, а затем и рениевых катализаторов увеличился выход углеводородов, и появилась возможность увеличения октановых чисел бензина. В годы «бума» цена на порошковый Re 99,98% за 1 кг поднялась от 1320 долл. США в 1969 г., до 2640 долл. США в 1971 г., и на пике этого ажиотажа даже до 3258 долл. США в 1972 г. К концу 70-х гг. цена на Re нормализовалась до 1200 долл. США. В эти же годы появились сведения (данные ИМГРЭ, 1976 РЖ) о содержаниях Re в некоторых нефтях, зачастую ванадиеносных. Мы пока не располагаем достоверными сведениями о содержаниях Re в нефтях мезозойских депрессий Западного Узбекистана, месторождения которых прилегают к Кызылкумскому своду. Есть упоминание о содержании Re в Приташкентском районе, в углях Ангренского месторождения (до 0,2 % - Семашева И.Н., 1966 г.). Позднее, в начале 90-х гг., стоимость рениевых продуктов снизилась и составляла: рениевого порошка 1320-1540 долл. США/кг; перрената аммония 1100-1280 долл. США/кг; рениевой кислоты – около 1400 долл. США/кг. В настоящее время цена на металлический Re стабильно высокая и удерживается в 2005 - 2006 гг. на уровне 3200 долл. США за 1 кг.

Это связывается не только с развитием нефтехимии, но и с другими уникальными свойствами этого химического элемента. «Ренийвый эффект» проявился в его сплавах применяемых в различных сферах электротехники, в том числе военно-космической, ядерно-топливной, электронно-полупроводниковой. Сплавы Re в комбинации с W и Mo приобретают сверхпрочностные свойства. Сплав $ReSi_2$ – уникальный металл (соединение металла и неметалла) применяется в качестве защитного покрытия в полупроводниковой технике. W-Re армирующие волокна – новый элемент в приборостроении. Особую роль приобрели сплавы Re/Jr – 20Re и Jr/Re с графитом для защиты покрытий металлов ракет и космических аппаратов. Важно применение Re для твэлов активной зоны ядерных реакторов, в конструкцию которых введены

прокладки из сплавов Re, Nb, Zr для защиты оболочки реактора от реакции с летучими примесями. Особую роль для создания катодов с высокими прочностными параметрами приобрели сплавы Th-Re, Re –Y. Очень важная роль Re (в стратегической градации) проявилась в создании в военной технике исключительно стойких электроконтактов, обеспечивающих надежность и точность ракетной техники. С учетом этих и других областей применения цена на мировом рынке на Re в настоящее время остается постоянно высокой и входит в первую десятку самых дорогих металлических элементов.

Основным сырьем для получения рения служат молибденовые концентраты медно-порфировых месторождений, на долю которых приходится около 80% мирового его производства (Чили, Перу, США, Канада) (табл. 1). Среди других источников важное место занимают стратиформные месторождения меди, из которых добывается основное количество рения в странах СНГ. Медистые источники Джеккаганского месторождения в Казахстане остаются крупнейшим источником этого металла в Азии. Собственные минералы рения редки (джеккаганит-сульфид рения) и практического значения не имеют.

В Среднеазиатском регионе Re образует эпигенетические накопления на многих пластово-инфильтрационных редкометалло-урановых месторождениях совместно с Se, Mo, U, V, со спорадическими проявлениями Sc. Наиболее высокие содержания Re установлены в Центральных Кызылкумах в рудах «учкудукского типа» (в среднем 0,6-2,0 г/т), гораздо меньше (0,2 – 0,5 г/т) в прилегающих Сырдарьинской и Чу-Сарысульской провинциях. Re был впервые обнаружен в 1978 г. на месторождении Северный Канмех в растворах подземного выщелачивания (ПВ) урана. Было установлено, что Re наиболее эффективно извлекается методом ПВ с использованием природных вод насыщенных кислородом. При этом универсальной формой миграции Re в кислородсодержащих подземных водах является перренат-ион ReO_4^- , содержание которого достигает целых миллиграммов на литр, при обычных значениях порядка 0,0n мкг/л. Учитывая значительные объемы оборотных раство-

ров на месторождениях U Центрально-Кызылкумской провинции, имеются реальные возможности попутно вместе с ураном извлекать значительные количества рения.

Более масштабное производство Re возможно при утилизации горючих сланцев, содержащих наряду с U и Re практически тот же спектр металлических элементов, выявленных на месторождениях «учкудукского

Таблица 1
Динамика мировой добычи рения, т, по содержанию металла

Страны	2000 г.	2001 г.	2002 г.	2003 г.	2004 г.	2005 г.
Чили	2.2	2.0	14.1	15.6	18.1	18.9
Казахстан	2.4	2.5	2.6	2.6	2.6	8.0
США	12.6	11.8	4.4	3.9	5.9	6.9
Перу	4.8	5.0	5.0	5.0	5.0	5.0
Россия	1.1	1.2	1.4	1.4	1.4	1.4
Канада	1.6	1.7	1.7	1.7	1.7	1.0
Армения	0.7	0.75	0.8	1.0	1.0	1.0
Прочие страны	3.0	1.05	1.0	0.8	1.0	1.0
Всего	28.4	26.0	31.0	32	36.7	43.2

типа». Ранее даже обосновывались положения о металлоносных горючих сланцев палеогена, как инфильтрационном (водородном) источнике металлов альпийских и неоальпийских редкометалльно-урановых месторождений региона.

В связи с возможностью извлечения из органико-минеральной массы горючих сланцев различных металлов и сланцевого масла (смолы) в литературе они описываются как нефтематеринские, ванадиеносные, молибденоносные, ренийносные или просто как металлоносные. Впервые, в 60-е годы XX века, лабораторные технологические исследования института химии академии наук Эстонии показали возможности извлечения металлов из узбекистанских горючих сланцев, в том числе: молибден триоксид – 1,661 кг/т, ванадий пентаоксид – 3,908 кг/т, уранилнитрат – 434 г/т, вольфрам триоксид – 594 г/т, титан двуоксид – 3,42 кг/т, кобальт оксид – 38 г/т, никель-сульфат кристаллический 523 г/т, рений-2-порошок – 2,9 г/т, германий двуоксид – 6,8 г/т, алюминий триоксид – 39,5 кг/т.

Высокие значения Re в горючих сланцах (от 0,2 до 21,4 г/т), относительная простота его обогащения и извлечения, необычайно высокий аномальный эффект его концентрации по отношению к Кларку (до 4000 – 5000), постоянная потребность промышленности выдвигают Re в ряд наиболее перспективных металлов. Избыток Re по отношению к молибдену свидетельствует о его некотором тяготении к меди. В меденосных Мансфельдских сланцах (Германия, Польша) Re добывают из пыли медно-свинцово-цинковой ветви производства наряду с редкими землями. За последние годы технологической изученности горючих сланцев в них установлены платиноиды и ряд редких земель (по аналогии с Мансфельдскими сланцами).

Показательно, что для создания сланцевой промышленности в Республике Узбекистан, мощностью до 1-3 млн. т сырья в год, достаточно одного отдельно взятого месторождения с запасами не менее 50 – 70 млн. т горючего сланца. Запасы ряда

редких металлов в наиболее перспективных месторождениях Кызылкумского региона в сфере горных отводов НГМК представлены в табл. 2.

Таблица 2

Редкие металлы в горючих сланцах Кызылкумов

Месторождение	Запасы горючих сланцев до гл. 100 м, млн. т	Запасы основных металлов в горючих сланцах, в тыс. т (тТ) или в тоннах (Т)					
		Mo	V	W	U	Re	Co
Сангрунтау	180	106 тТ	288 тТ	54 тТ	5,4 тТ	234 т	10,3 тТ
Учкыр-Кульбешкак	318	229 тТ	604 тТ	146 тТ	22 тТ	191 т	15,9 тТ

В сравнительном аспекте с другим генетическим типом ренийносности – крупными медно-порфиоровыми рудами Алмалыкского района в Кармазаре (Кальмакыр, Дальнее), где концентрации Re связаны с сульфидами – пиритом (до 6000 г/т), халькопиритом (до 3000 г/т) и молибденитом (до 1000-1500 г/т), углеродисто-минеральные образования Кызылкумов изучены несопоставимо меньше.

Так, в пиритах, содержание которых в горючих сланцах достигают 10% и более, установлены значительные запасы молибдена: на месторождении Сангрунтау в пирите содержится 32,4 тыс. т, а на месторождении Учкыр-Кульбешкак – 68,73 тыс. т. Возможность наличия Re в сульфидах горючих сланцев пока не изучалась.

Геохимические особенности ренийносности в Cu – Mo рудах Алмалыкского района привела и к концентрации осмия (Os₁₈₇) (до 4 г/т и более), как продукта его полураспада. При периоде полураспада Re₁₈₇ = 4 x 10¹⁰ лет за 300 млн. лет (условный возраст Cu – Mo руд Алмалыка) из каждого 1 кг Re₁₈₇ в сульфидах образовывалось 3,5 г Os₁₈₇ (или из 1 т Re₁₈₇ – 3,5 кг Os₁₈₇). В настоящее время частные компании продают Os₁₈₇ при быстро меняющейся цене от 8 до 19 тыс. долл. США за 1 гр.

В перспективе, при более высокой степени технологической изученности углеродисто-минеральных образований, рений и продукт распада одного из его изотопов – осмий, при благоприятной конъюнктуре рынка будут попутно извлекаться из золотых и урановых руд, а также из горючих сланцев Кызылкумского региона, и, естественно, из медно-молибденовых руд Алмалыка.

Список литературы:

1. Турсебеков А.Х., Василевский Б.Б., Рахимов Р.Р., Хантемиров Р.М. Молибденоносность, ренийносность и осмиеносность руд медно-молибденового и золоторудного месторождений Кальмакыр и Мурунтау / Горный вестник Узбекистана, № 3, 2006, с. 11-14.
2. Бадалов С.Т., Баситова С.М. К геохимии рения Средней Азии. Металлургия рения, М., «Наука», 1970.
3. Каримов Х.К., Бобоноров Н.С. и др. Учкудукский тип урановых месторождений Республики Узбекистан. Ташкент, «ФАН», 1996, с. 336.
4. Поплаво Е.М., Иванов В.В. и др. Некоторые особенности проявления рения и других металлов в горючих сланцах Средней Азии / Геохимия, 1977, № 2. с. 273-282.

ЦИКЛИЧНОСТЬ РАЗВИТИЯ КРУПНЫХ ГОРНО-ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Шеметов П.А., главный инженер НГМК, докт. техн. наук; **Кравченко Ф.А.**, заместитель главного инженера по горным работам рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Разведанное до глубины 2 км месторождение Мурунтау послужило базой для создания крупнейшего горно-перерабатывающего комплекса, производительность которого непрерывно увеличивалась. Размеры карьерного поля по поверхности достигли 3,5х2,5 км, а горные работы опустились на глубину 520 м. Перерабатывающее производство в последние годы интенсивно развивалось. Производительность гидрометаллургического завода с 2001 г. увеличилась на 48% и в 2006 г. достигла почти 30 млн. т. Перспектива дальнейшего роста производительности завода сохраняется и в ближайшие 2-3 года. Постепенная отработка запасов месторождения, увеличение глубины горных работ и нестабильность цены золота требуют непрерывного поиска путей адаптации горно-перерабатывающего комплекса к работе в рыночных условиях. Возможность такой адаптации базируется на наличии значительных запасов золото-содержащих руд, не вовлеченных в настоящее время в разработку.

Анализ ситуации показывает, что: вся рудная масса с содержанием золота более 1,0 г/т представляет сырьевую базу перерабатывающего производства комбината; доля перерабатываемой руды с содержанием 1,0-1,2 г/т будет неуклонно возрастать, в результате чего неизбежно снижение выпуска золота на ГМЗ-2; для выполнения задачи, стоящей перед НГМК, вероятно поставка руды карьера Мурунтау на ГМЗ-3, однако содержание в ней сегодня может быть обеспечено на уровне 1,0 г/т и только в течение ограниченного срока (2-3 г.); запасы забалансовой руды на карьерных складах (1,5 г/т) ограничены и покрывают потребности ГМЗ-2 только в течение 1-2-х лет. В сложившейся ситуации проблема заключается в отсутствии достаточного количества рудной массы с требуемым содержанием, и может быть решена за счет повышения экономической эффективности горных работ в глубоком карьере, используя предпосылки для расширения сырьевой базы и, при этом, циклического увеличения георесурсного потенциала месторождения, которое можно свести к следующим направлениям: последовательное снижение кондиций на товарную руду по мере развития карьера во времени и пространстве; раздельное складирование различных сортов горной массы с выделением товарной руды, забалансовой руды и породы; снижение бортового содержания до 1,0 г/т, что упростит выемочные контуры рудных тел; понимание того, что порядок формирования грузопотока в сочетании с технологией рудоподготовки и переработки руды на

заводе образуют мощный механизм усреднения характеристик поставляемой на переработку руды; расширение границ допустимых колебаний содержания в руде, поставляемой для переработки. Кроме того, решению данной задачи будет способствовать внедрение менее затратных технологий горного производства, что предполагает разработку стратегии освоения крупных месторождений, на базе которых горно-перерабатывающие комплексы действуют десятилетиями. Такая стратегия должна предусматривать выбор и реализацию способов разработки технологий и технологических процессов горных работ, взаимосвязанные и целенаправленные преобразования которых обеспечивают адаптацию горного производства к изменяющимся горно-геологическим, экономическим и социальным условиям.

Стратегия освоения золотодобывающего месторождения Мурунтау предусматривает максимизацию извлечения минерального сырья в результате: отработки запасов открытым способом с прогнозируемой глубиной карьера до 900÷1000 м и более; внедрения открыто-подземного способа для отработки запасов за бортами карьера; доработки запасов подземным способом ниже дна карьера; использования потенциальных ресурсов (отходов производства, низкосортного сырья в недрах и на складах). Оработка запасов некондиционной рудной массы в складах и отвалах, представляющих собой техногенные минеральные образования, ориентирована на безубыточную работу предприятия, даже если переработка таких отходов требует организации дополнительных производственных циклов. Оработка законтурных участков предусматривает использование выработанного пространства карьера для вскрытия рудных зон горизонтальными или наклонными выработками с объединением грузопотоков открытой и подземной добычи в единый грузопоток. При этом условием перехода на открыто-подземный способ добычи является необходимость предотвратить падение выпуска золота ниже определенного уровня. Переход на подземную добычу предполагается на последней стадии доработки карьера открытым способом. В связи с тем, что за контурами карьера остается около 15-20% общих запасов, месторождение целесообразно обработать комбинированным способом с последовательно-параллельным ведением открытых и подземных работ. Сравнительный анализ проектных и фактических параметров открытых горных работ показывает, что технико-экономическое обоснование технологических и технических решений, изначаль-

но закладываемых в проекты и планы развития карьеров, зачастую бывает чрезмерно упрощенным, что ведет к увеличению материальных, финансовых, энергетических и трудовых затрат и снижению эффективности извлечения минерального сырья из недр. При этом, с увеличением глубины разработки природные ресурсы делаются все менее доступными и требуют повышения затрат на их извлечение и транспортировку. В этих условиях значительная часть минерально-сырьевых ресурсов месторождения и техногенных образований не предусматривается к использованию по технико-экономическим соображениям. Положение усугубляется тем, что при разработке крутопадающих месторождений открытым способом затраты на добычу с глубиной увеличиваются. Поэтому, для недропользователей повышается привлекательность отработки более богатой части запасов для сохранения высокого уровня прибыли, что может привести к порче оставшейся части месторождения. В результате в недрах остается значительная часть минерального сырья, что противоречит принципам рационального использования недр. Повышение экономической эффективности горных работ в глубоких карьерах является основой для расширения сырьевой базы и увеличения эффективности использования георесурсного потенциала месторождений за счет снижения кондиций и вовлечения в переработку низкосортного сырья. Решение, в этом случае, заключается в поиске комплекса научно-технических решений, обеспечивающих предотвращение или уменьшение негативного влияния роста глубины карьера на технико-экономические показатели разработки.

Задача определения конечной глубины карьера в проблемах разработки месторождений приобрела особую актуальность. Перед современными предприятиями ставятся все новые задачи, требующие более полных и точных расчетов, учитывающих все большее число факторов, как внутренних, так и внешних. Так, если в 70-х гг., исследователи ориентировались в определении предельной глубины на качество полезного ископаемого, в 80-х - на комплексное освоение месторождения, в 90-х - на учет ограничений по земельным ресурсам, в настоящее время кроме вышеперечисленных факторов требуется учитывать в расчетах также динамику развития карьера, предопределение будущих опасностей и новых возможностей. Различия между проектными и фактическими параметрами открытых горных работ являются результатом упрощенных расчетов, основанных на качественных оценках без учета комбинированного воздействия горно-геологических, технических, технологических, организационных, экономических и экологических факторов. Для оценки параметров открытой разработки необходим выбор долгосрочной оптимальной общей стратегии освоения месторождений сложного строения на больших глубинах, отсутствие которой приводит к ошибкам в

определении границ и нерациональному режиму горных работ.

В качестве технологической основы для создания условий вовлечения в максимальный оборот минеральных ресурсов рассмотрим структуру организации горно-перерабатывающего комплекса на золотом месторождении Мурунтау Навоийского ГМК. Начальным звеном в технологической цепи этого производства являются открытые горные работы, готовая продукция которых представлена товарной рудой. Это извлеченная часть минерально-сырьевых ресурсов, направляемая на дальнейшую переработку на ГМЗ-2. По линии отходов горного производства осуществляется раздельное складирование забалансовой руды и «пустой» породы. Принципиальная схема формирования георесурсного потенциала месторождения представлена на рис. Нас интересует извлеченная часть минерально-сырьевых ресурсов, направленная в склады и отвалы. Забалансовую руду мы можем использовать в дальнейшей переработке на ГМЗ-2 при исчерпании балансовых запасов, без организации каких-либо дополнительных производственных циклов. В дальнейшем, для повышения эффективности использования георесурсного потенциала месторождения, целесообразна организация дополнительных циклов по линии переработки как забалансовой руды, так и породы, содержащей минеральные компоненты, в результате которых можно выделить долю руды с повышенным в 1,4-2,2 раза содержанием золота. Это может быть порционная сортировка самосвалами с использованием технологии спутниковой навигации в комбинации с системой фотометрического опробования на основе лазерного сканирования горной массы в кузове самосвала. Это может быть также выделение обогащенной золотом рудной массы при отработке складов методом покусковой сортировки с помощью модульных установок. При этом, обогащенная фракция будет (20-60% от общего количества) отвечать требованиям, предъявляемым к товарной руде. Оставшаяся в недрах не извлеченную часть минерально-сырьевых ресурсов («экономический» и «технологический» забаланс) извлекать и перерабатывать на сегодняшний день не выгодно по экономическим и технологическим причинам. Тем не менее, если уменьшить затраты на добычу за счет уменьшения вскрышных и удешевления транспортных работ, то становится целесообразной организация дополнительных циклов по её переработке. Сокращение потерь минерального сырья может базироваться на следующих технологических, технических и организационных решениях: определении границ карьера с учетом перспективных кондиций; целенаправленном формировании техногенных месторождений; разделении горной массы по сортам при планировании горных работ; применении технологии спутниковой навигации для определения качества руды в самосвале; разделении руды по сортам с помощью лазер-

ной техники; покусковой сортировки; формировании однородного рудного потока.

К настоящему времени, когда отдельные карьеры, достигнув глубины 300-350 м, претерпели не одну реконструкцию, можно сделать определенные выводы об общих закономерностях разработки месторождений глубокими карьерами. Эти закономерности во многом порождены поэтапной разработкой месторождений с выделением промежуточных контуров карьеров или неоднократным пересмотром конечной глубины карьеров с изменением их границ по поверхности.

К позитивным последствиям этапной разработки месторождений относятся такие факторы как: возможность сокращения на первом этапе разработки объемов горно-капитальных и вскрышных работ; ускоренный ввод карьера в эксплуатацию; меньшая протяженность транспортных коммуникаций в первые годы эксплуатации. Однако, эти преимущества поэтапной разработки носят, во-первых, сравнительно краткосрочный характер, а, во-вторых, в большинстве случаев существенно перекрываются долговременными негативными факторами: искусственное сокращение фронта горных работ приводит к временной консервации части рабочей зоны карьера для размещения в ней вскрывающих выработок, транспортных коммуникаций, перегрузочных пунктов, маневровых станций и т.п.; необходимость ликвидации и переустройства в новых контурах практически всей сложившейся на предыдущем этапе разработки карьера транспортной системы и соответствующей ей схемы вскрытия, что в условиях действующего предприятия весьма затруднительно в организационном и накладно в экономическом плане; стремление перенести перестройку транспортных коммуникаций на более отдаленный период из-за нежелательного снижения производственной мощности действующего предприятия и трудностей финансового порядка, выводя тем самым транспорт за рамки экономически целесообразной области работы и усугубляя ситуацию в будущем. В этих условиях на первый план выдвигаются задачи разработки общей стратегии поэтапного развития глубоких карьеров с обоснованием закономерностей формирования их транспортных систем в изменяющихся горнотехнических условиях, установлением рациональных областей применения различных видов транспорта с учетом технического прогресса в технике и технологии открытых горных разработок.

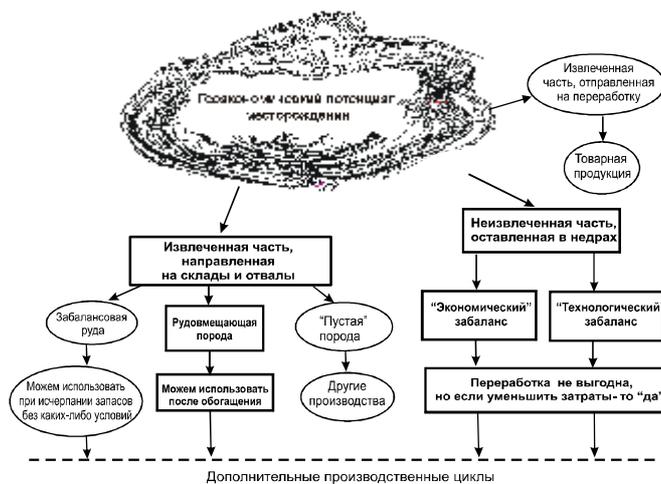


Рис. Принципиальная схема формирования георесурсно-го потенциала месторождения

В целом, анализ особенностей развития во времени наиболее крупных карьеров (табл.) позволяет сделать выводы о переходе количества в качество и о необходимости изменения подходов к ним как объекту исследований и эксплуатации. Поэтапное строительство карьеров, обоснованное проф. В.С. Хохряковым, показало, что даже у самого крупного по своим параметрам «суперкарьера» выделение во времени и пространстве этапов разработки позволяет первоначально проектировать карьер традиционными методами. Однако уже при сооружении карьеров второго поколения глубиной 300-400 м отчетливо проявилась ограниченность или даже неприемлемость традиционных методов проектирования для карьеров третьего поколения. Такая ситуация объясняется тем, что карьеры этого поколения следует рассматривать как эволюционирующие во времени и изменяющиеся в пространстве сложные природно-промышленные системы, состоящие из также эволюционирующих подсистем вскрытия, транспорта, безопасности горных работ, безопасности персонала, формирования отвалов и т.п. Поэтому стратегия развития глубокого карьера должна разрабатываться с учетом такой эволюции как системы в целом, так и отдельных ее подсистем.

Таким образом, анализ основных недостатков теории и практики строительства глубоких карьеров отчетливо выявил необходимость в разработке стратегии их эволюционного развития до технически достижимых границ, а развитие их подсистем – подкрепляться графиками капитальных вложений с определением источников финансирования и погашения заемных средств. При этом производственная мощность различных этапов существования таких карьеров должна быть сбалансирована с горными и экономическими возможностями предприятия. Увеличение объемов вскрыши, наряду с возрастающими потребностями в минеральном сырье и систематическим увеличением его стоимости, определяет необходимость создания комплекса научно-технических методов, обеспечивающих возможность обоснован-

Наименование	Значение		
	1	2	3
Поколение карьера	1	2	3
Глубина карьера, м	100	400	1000
Производительность, млн.т/год			
- по полезному ископаемому	10	30	100
- по горной массе	15	60	400
Срок существования, лет	20	50	100
Количество реконструкций (очередей)	1	3-4	5-8

ного циклического выбора перспективной техники и технологии горных работ, опережающей периодической оценки условий эксплуатации горного оборудования, определение путей повышения качества и количества добываемой руды за счет организации дополнительных циклов переработки для эффектив-

ности использования недр.

То есть, везде георесурсный потенциал связан с материальными затратами, которые можно снизить за счет пересмотра и применения современных технологий ведения горных работ и методов их проектирования.

УДК 622.08.621

© Мальгин О.Н., Шапарь А.Г., Лашко В.Т., Копач П.И. 2007 г.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ТРАНСПОРТНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ НА КАРЬЕРАХ

Мальгин О.Н., зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук; **Шапарь А.Г.**, директор ИППЭ НАНУ, член-корреспондент НАН Украины, докт. техн. наук, профессор; **Лашко В.Т.**, старший научный сотрудник ИППЭ НАН Украины, канд. техн. наук; **Копач П.И.**, старший научный сотрудник ИППЭ НАН Украины, канд. техн. наук

Разработка глубоких рудных карьеров характеризуется применением комбинированных видов транспорта, что предполагает использование различных перегрузочных пунктов и складов. В такие сложные транспортные системы входит оборудование как циклического, так и непрерывного действия со своими надёжностными и временными характеристиками (режимом работы) и провозной способностью. В связи с этим, важнейшей задачей при проектировании технологии разработки является согласование работы технологических подсистем транспорта в системе «карьер». При этом эффективность работы комбинированного транспорта, обеспечение заданной производительности, будет зависеть от взаимного соответствия параметров и режима работы сочетаемых видов транспорта.

Использование в транспортной системе автосамосвалов, как показывает опыт работы карьера Мурунтау и карьеров Кривбасса, предопределяет значительную вариацию параметров грузопотока, поступающего на непрерывный транспорт и, как следствие, приводит к снижению проектной производительности комплексов. Полная загрузка конвейерного комплекса может быть обеспечена стабилизацией грузопотока, поступающего на конвейерный комплекс.

Анализ динамических характеристик грузопотока указывает на два его режима: стационарный и переходной (начало и конец смены и обеденный перерыв) и свидетельствует о значительной неравномерности его в течение смены. Коэффициент вариации неравенства грузопотока по часам смены, как показали ранее проведенные исследования, равен 31%.

Кроме того, сложноструктурность по сортам забоев также предопределяет колебания грузопотока. Так вероятностное распределение грузопотока вскрыши по сменам характеризуется коэффициентом вариации $\pm 18-19\%$.

Таким образом, при определённом математическом ожидании среднего часового значения грузопо-

тока, по которому определяется пропускная способность перегрузочного пункта, обеспечивающая полную загрузку конвейерного комплекса, реальное поступление автосамосвалов на перегрузку в часовых интервалах значительно изменяется.

Вариация параметров существующих на карьере грузопотоков может привести к недогрузке конвейерного оборудования в период её отрицательных значений или к невозможности приёма части автосамосвалов в пиковые периоды (положительные значения вариации), что в конечном итоге ведёт к рассогласованию параметров всей системы, а, следовательно, и ожидаемой производительности конвейерного комплекса.

Полное устранение влияния вариации интенсивности карьерных грузопотоков на работу конвейерной линии, стабилизации её загрузки, как показали исследования на имитационных моделях, возможно путём создания промежуточного буферного склада около перегрузочного пункта, который не только компенсирует влияние вариаций грузопотока, но и служит в качестве накопительной ёмкости при непредвиденных простоях.

В соответствии с проведенными исследованиями при ЦПТ рекомендуется использование временных буферных складов для компенсации неравномерности работы циклического и поточного видов транспорта. В связи с отгрузкой с буферных складов горной массы на автотранспорт и дальнейшим её транспортированием на перегрузочные пункты подъёмного конвейера ЦПТ возникает необходимость в разработке рациональных технологических и конструктивных схем передвижных перегрузочных пунктов и устройств для перегрузки горной массы от временных складов на подъёмные магистральные конвейера ЦПТ без использования энергоёмкого автомобильного транспорта. Такие склады отсылаются автосамосвалами на уступах около перегрузочного пункта конвейерного подъёмника на различном расстоянии от неё.

В соответствии с разработанными рекомендациями по технологическим мероприятиям для сглаживания неравномерности работы автосамосвалов и обеспечения полноты загрузки конвейерных комплексов на карьере Мурунтау осуществляется отсыпка четырёх буферных складов около перегрузочных пунктов на конвейерные подъёмники транспортно-отвальных комплексов ЦПТ.

Отсыпка таких складов осуществляется автомобильным транспортом при случайных непредвиденных остановках конвейерных комплексов, при переполнении грузопотока, следующего на перегрузочные пункты ЦПТ, а также плановых предупредительно-ремонтных работах.

Отгрузка со склада горной массы на конвейерные комплексы осуществляется экскаватором типа ЭКГ в автосамосвалы.

Следует отметить, что в дальнейшем возможно значительно повысить экономическую эффективность использования буферных складов при транспортировании горной массы от складов к перегрузочным пунктам на конвейерный подъёмник не автосамосвалами, а конвейерным транспортом. Причём, при определённых условиях такие конвейеры могут транспортировать рядовую горную массу без обычной предварительной подготовки горной массы по кл. -500 мм. Кроме того, для отгрузки горной массы со склада целесообразно использовать вместо экскаваторов мобильные погрузчики.

Перегрузочные пункты на площадке уступов требуют определённые площади для складирования горной массы. В этом случае при формировании перегрузочных пунктов в рабочей зоне карьера для создания площадок требуется или разгон борта карьера, или временное выщелачивание. Последнее и принято в практике работы карьера Мурунтау. В связи с этим рассмотрим требуемые накопительные

ёмкости буферных складов в процессе эксплуатации карьера Мурунтау при ЦПТ.

На основании анализа графиков накопительных ёмкостей и отгрузки со склада установлено, что максимальная ёмкость склада составляет 3,91 тыс. м³. При этом появление этого случайного события в год равно двум, или вероятность его появления равна 0,167. То же не превышающее ёмкость 222 тыс. м³ при появлении 10 раз в год, вероятность равна 0,833. При появлении случайных событий с ёмкостью 164 тыс. м³ равно 5, вероятность равна 0,6.

На основании анализа поступления горной массы на склад, его отгрузки с учётом остаточной ёмкости склада установлено, что максимальная ёмкость склада при вероятности его непереполнения равной 0,88 составляет 220 тыс. м³. Такая величина является определяющей для определения площадки под буферный склад при производительности конвейерного комплекса 4000 м³/ч.

Таким образом, на основании анализа поступления горной массы в буферный склад при практике работы карьера Мурунтау установлено, что склад должен иметь максимальную ёмкость 220 тыс. м³. При 15-30 м высоте уступа при формировании буферного склада требуется площадка 14,6-7,3 тыс. м². Использование компенсационных буферных складов на карьере позволило увеличить производительность конвейерных транспортно-отвальных комплексов на 30-39%.

Применение дорогостоящего автомобильного транспорта в карьере и его использование при отгрузке складов ставит задачи по разработке других схем отработки внутрикарьерных складов без использования карьерных автосамосвалов, требующих больших расходов дизтоплива и загрязняющих окружающую среду. Ранее такое специальное складское оборудование и машины не разработаны и задачи такие не ставились.

В настоящее время разработаны две принципиальные технологические схемы для отгрузки горной массы со склада на подъёмный конвейер без использования автотранспорта (рис. 1, 2).

Первая схема предусматривает использование экскаваторов типа ЭКГ или приспособленного к работе на скальных породах экскаватора типа ЭРП-1600 с теоретической производительностью 1650 м³/ч при максимальном усилии черпания 13,7 кг/см² (для пород карьера Мурунтау усилие черпания разрыхлённых пород составляет 7-8 кг/см²).

Вдоль склада располагается складской конвейер для передачи горной массы на подъёмный конвейер. Взаимосвязь технологического оборудования на складе осуществляется согласно разработанной схеме, следующим образом.

Экскаватор (ЭКГ, ЭРП-1600, одноковшовый погрузчик) осуществляет разгрузку горной массы со склада на передвижной грохотильный, грохотильно-дробильный или дробильный пункты, расположенные над или около складского конвейера. Через них осуществляется перегрузка на складской и далее

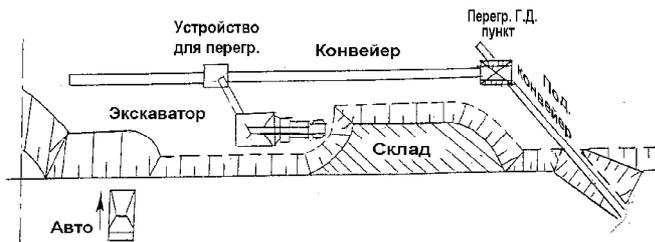


Рис. 1. Технологическая схема отгрузки горной массы с буферного склада с передвижным перегрузочным пунктом над забойным конвейером

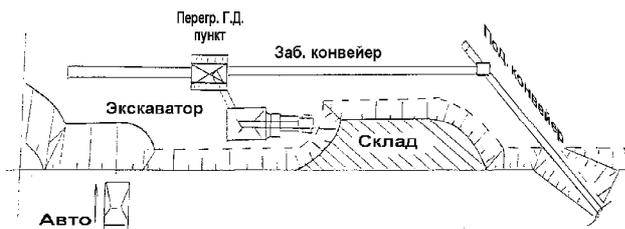


Рис. 2. Технологическая схема отгрузки горной массы с буферного склада с модульным перегрузочным пунктом около подъёмного конвейера

на подъёмный конвейер через специальную точку.

Вторая схема отличается от первой тем, что погрузка горной массы со склада экскаватором осуществляется на складской конвейер через специальное устройство, обеспечивающее безударную разгрузку рядовой горной массы (с куском до 1200 мм). Складской конвейер транспортирует породу к дробильному перегрузочному пункту с дробилкой типа КВКД-2000 или грохотильно-дробильному пункту с горизонтальным подвижным грохотом или роторной дробилкой.

В соответствии с разработанными технологическими схемами обработки временного буферного склада рекомендуется использовать следующие устройства и оборудование с конвейерным транспортно-перегрузочным комплексом для перегрузки на подъёмный конвейер. По первой схеме при применении самоходных грохотильных или грохотильно-дробильных перегрузочных устройств:

1) самоходное грохотильное устройство с горизонтальными подвижными колосниками со сбрасыванием

подгрозотного продукта за складской конвейер;

2) дробильный перегрузочный пункт с роторной дробилкой;

3) самоходный дробильный пункт с использованием дробилки типа КВКД.

По второй схеме используются следующие устройства для загрузки складского конвейера на подъёмный конвейер ЦПТ:

1) устройство (самоходное) для безударной загрузки складского конвейера;

2) дробильный (грохотильный) пункт для перегрузки горной массы на подъёмный конвейер ЦПТ.

Конструктивные схемы таких устройств разработаны ИППЭ НАН Украины (г. Днепропетровск).

Таким образом, применение модульных транспортно-перегрузочных комплексов для отгрузки с временного буферного склада на подъёмный конвейер ЦПТ без использования автотранспорта позволит значительно увеличить эффективность работы транспортно-перегрузочного комплекса ЦПТ.

УДК 622

© Саттаров Г.С., Першин М.Е., Колпакова Е.В. Лильбок Л.А. Есаулов В.Н. 2007 г.

НАУЧНЫЕ АСПЕКТЫ РАЗВИТИЯ РАБОТ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА В НГМК

Саттаров Г.С., начальник ЦНИЛ НГМК, докт. тех. наук, профессор; **Першин М.Е.**, главный геотехнолог НГМК; **Колпакова Е.В.**, руководитель группы ЦНИЛ НГМК; **Лильбок Л.А.**, начальник лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; **Есаулов В.Н.**, ведущий инженер-технолог ЦНИЛ НГМК

В 1962 г. главным инженером НГМК А.П. Щепетковым и главным гидрогеологом Северного рудоуправления Л.И. Луневым было высказано предположение о возможности применения способа скважинного подземного выщелачивания (ПВ) урана из забалансовых руд месторождения Учкудук в их естественном залегании. Основанием к этому послужили наблюдаемые случаи обогащения ураном подземных вод в дренажных скважинах и траншеях горных выработок.

В мае 1963 г. на залежи № 30 был организован опытный участок ПВ-101, на котором было проведено опробование трех способов подземного выщелачивания: на пластовой воде с окислением кислородом воздуха, содового (карбонатного) и серно-кислотного.

Полученный опыт позволил приступить к опытно-промышленной отработке залежи. Выполненные работы позволили разработать технологию добычи, выявить преимущества способа подземного выщелачивания перед традиционными подземными и открытыми горными работами. К началу работ в

1963 г. на залежи № 30 опыта отработки урановых месторождений методом подземного выщелачивания в отечественной и мировой практике не существовало.

Переход от горного способа добычи урана на подземное выщелачивание урана потребовал интенсивного проведения научно-исследовательских работ с целью изучения распределения урана и механизма процесса выщелачивания в недрах, режимов отработки, оптимизации и интенсификации процесса, отработки технологии извлечения урана из растворов ПВ. В связи с этим в 1965 г. в ЦНИЛ была создана группа подземного выщелачивания в составе горно-геологической лаборатории (начальник лаборатории А.М. Ситников). Лаборатория ПВ была создана в 1974 г. На должности начальника лаборатории ПВ за весь период ее существования работали И.А. Брехт (1974-76 гг.) и Е.П. Морозов (1976-86 гг.). В составе лаборатории ПВ функционировало 2 группы (Е.А. Толстов, 1977-82 гг., Е.В. Колпакова (1977 г.- по н.в.). Лаборатория ПВ объединилась с технологической лабораторией в

1986 г., образовав лабораторию технологии и геотехнологии. Объединенную лабораторию возглавляли Е.П. Морозов (1986-88 гг.), В.П. Есаулов (1989-91 гг.). С 1991 г. лабораторией руководит Л.А. Лильбок.

Разработкой и развитием научно-практических аспектов в условиях ПВ урана занимались многочисленные сотрудники ЦНИЛ, среди них особый вклад внесли: А.И. Сушков, А.Ф. Редкова, Е.П. Морозов, Е.В. Колпакова, Л.П. Гуськов, Г.А. Савельев, Л.И. Каус, Т.А. Тимофеева, С.Ю. Ефремов, М.А. Алферов, И.Ф. Дорофеичев, Е.П. Меньшиков, Ю.А. Кучейко, З.Н. Кореньяк, В.Д. Соколов, О.В. Ермакова, Б.Г. Чигеров и др.

При исследовании процесса сорбционного извлечения урана из растворов подземного выщелачивания особый вклад внесли: А.П. Витковская, А.Н. Еремкина, М.И. Давыдова, Л.Н. Клименкова, Т.А. Иванова, Т.М. Абдуллаева, Н.В. Буйнакова и др.

Основной задачей лаборатории ПВ являлась разработка научно-практической основы добычи урана методом скважинного подземного выщелачивания на территории функционирования комбината и реализация ее при промышленной добыче урана геотехнологическим способом.

В функции лаборатории входило систематическое осуществление наблюдений и анализ эксплуатации действующих участков ПВ, выдача рекомендаций по кислотности растворов, состав растворов-питателей подаваемых в пласт, оценка влияния солевого состава растворов на интенсивность выщелачивания, изучение форм коагуляции и разработка методов ее устранения, осуществление гидрогеологических наблюдений на отдельных опытных участках и т.д. К работе были привлечены головные институты – ВНИИХТ и ПромНИИПроект, на некоторых этапах в научно-исследовательских работах принимали участие сотрудники специализированных институтов: ВСЕГИНГЕО, МГРИ, ВИМС, ИГЕМ и др.

Разработкой и внедрением комплекса геофизических методов исследования скважин на соответствующих этапах (разведка, оконтуривание рудных залежей, подсчет запасов, оценка технико-экономической целесообразности вовлечения объекта в отработку, контроль и оптимизация геотехнологического процесса) для извлечения урана методом подземного выщелачивания занималась геофизическая лаборатория ЦНИЛ.

Научно-исследовательские работы проводились в лабораторных условиях на моделях, на опытных участках, полученные результаты проверялись в промышленных масштабах.

Научные аспекты развития геотехнологии урана

Проводились лабораторные исследования по изучению процесса диффузионного выщелачивания

урана из глин, по выщелачиванию урана из целиков после бурошнековой выемки руды. Большой объем работ выполнялся с кернами по изучению водно-физических и геотехнологических параметров руд и вмещающих пород для вновь вводимых и действующих участков ПВ. Так, например, внедрение рекомендаций по оптимизации расхода кислоты позволило сократить ее расход на 20-25% на участках Кетменчи и залежи № 91 Учкудук.

Была разработана, проверена в лабораторных условиях и испытана в течение 3,5 месяцев на опытном участке ПВ технология по очистке растворов ПВ от взвешенных частиц с помощью полиакриламида. При этом производительность участка по растворам возросла в 2 раза, средняя производительность скважин возросла в 1,5 раза, количество прокачек скважин сократилось в 2,8 раза. Результаты лабораторных исследований использовались в качестве исходных данных для проектирования опытно-промышленных участков ПВ. Лабораторные и опытно-промышленные исследования по ряду тем выполнялись совместно с ВНИИХТом.

В 1980 г. доля урана, добываемого способом подземного выщелачивания, составила 30% от общего объема добычи, быстрыми темпами вводились в эксплуатацию новые участки и месторождения. Всё это потребовало оперативного контроля, наблюдений и анализа технико-экономических показателей эксплуатации. С этой целью во всех рудоуправлениях комбината были созданы исследовательские группы от лаборатории подземного выщелачивания ЦНИЛ.

К этому времени на вновь вводимых в эксплуатацию участках ПВ горно-технические, геолого-гидрогеологические условия стали не самыми благоприятными (13 шахтное поле в Учкудуке, Кетменчи). Поэтому одними из основных направлений научно-исследовательских работ стали разработки по совершенствованию конструкции и технологии сооружения, освоения и эксплуатации скважин. Эти разработки в конечном итоге позволили снизить удельные расходы кислоты. Была выполнена актуальная работа с выдачей рекомендаций по оптимизации концентрации кислоты в закачных растворах по стадиям отработки блоков ПВ и с учетом вещественного состава руд. Эти рекомендации были включены, в частности, в технический проект для месторождения Сабырсай.

Выполнялись лабораторные исследования по улучшению качества буровых растворов, по разработке рецептур тампонажных растворов. Значительное внимание уделялось проблеме коагуляции фильтров и прифильтровых зон скважин – были выданы рекомендации по реагентным обработкам, по использованию метода электрогидравлического удара. Совместно с ЦЛ КИПиА проводились опытно-промышленные испытания систем автоматического регулирования расхода воздуха в эрлифтах,

использование их в практике позволило снизить расходы (в процессе) на 25-30% .

Разработан и внедрен эффективный способ обработки многоярусного уранового оруденения. Для этого проводились исследования возможностей новых материалов для обсадки скважин, новых конструкций фильтров собстенного и серийного производства, возможные варианты совершенствования конструкции скважин (глубиной 250 м и более).

Проводились исследования по эффективности процесса газонасыщения растворов, по измерению расходов газов и растворов, по гидроциклонной очистке растворов от механических взвесей.

Внедрение новых разработок позволило существенно увеличить эффективность процесса, снизить расход реагентов и себестоимость получаемого химконцентрата и уменьшить влияние технологии ПВ на экологическую среду, а также вовлечь в обработку шахтные и карьерные поля, которые ранее предполагались для обработки традиционным горным способом.

Бикарбонатное (БКВ) и миниреагентное ПВ

В 1986 г. начинают интенсивно развиваться опытные работы по БКВ в Учкудуке на участке ПВ-102, где выщелачивание урана осуществлялось оборотными пластовыми водами, насыщаемыми кислородом воздуха с добавкой серной кислоты до $pH=4$. Расход серной кислоты при этом был снижен в 100 раз. Совместно с ПГО «Краснохолмскгеология» такие же опытные работы проводились на месторождении Мейлысай. На месторождении Сабырсай на участке ПВ-4 действовала схема слабокислотного ПВ (2-3 г/л H_2SO_4) с окислителем техническим кислородом, кислородом воздуха.

Добыча 50,4% урана способом подземного выщелачивания в 1988 г. стала возможна благодаря внедрению в производство и совершенствованию технологии и технических средств кислотно-бикарбонатного и безреагентного выщелачивания в режиме БКВ с применением в качестве окислителя кислорода воздуха. Динамика развития процесса (рис.) характеризует процесс научного обоснования и внедрения высокоэффективных способов в процессе подземного выщелачивания урана.

Выполнялся большой объем работ аналитического характера по геотехнологическому картированию участков ПВ (расчет коэффициента фильтрации руд и вмещающих пород, прогнозные определения ожидаемой продуктивности с использованием данных по проницаемости пород и электрокаротажа).

Изучалась закономерность поведения радия при подземном выщелачивании, исследовалась возможность извлечения попутных элементов из продуктов ПВ.

В 1986-87 гг. в результате проведения большого числа лабораторных и опытных работ на полигонах ПВ обозначилось 4 варианта схемы БКВ:

- с использованием в качестве выщелачивающего реагента слабых растворов серной кислоты (для генерации бикарбонат-ионов в пласте) и окислителя кислорода, воздуха;
- с применением соли бикарбоната аммония;
- с предварительным насыщением пласта кислородом воздуха путём нагнетания последнего в пласт;
- двухстадийная схема с предварительным окислением урана в пласте кислородом и последующим выщелачиванием его слабокислыми растворами H_2SO_4 с бикарбонатным механизмом переноса урана.

Адаптационная (последовательная) геотехнология урана

В 1988–91 гг. проводились опытные работы по схеме БКВ: на месторождении Северный Канимех (СК-85) – вариант с кислородонасыщенными растворами бикарбоната аммония, на месторождении Учкудук (участок ПВ-105, блок 102-«Север») слабокислотными растворами ($pH=4\div 6$) с кислородом воздуха, на месторождении Учкудук (блок 102 «Запад») и на месторождении Кетменчи (ПВ-5) с кислородонасыщенной пластовой водой.

По мере сооружения блоков опытно-промышленных участков «Кендыктюбе», «Западный» ЦНИЛ осуществлял наблюдения за процессом эксплуатации участков подземного выщелачивания и проводил анализ полученных данных. Предложены оптимальные варианты эксплуатации блоков.

В 1996 г. были выполнены лабораторные геотехнологические исследования по оценке выщелачиваемости руд месторождения Южный Букинай (залежи: 60, 48, 31), руд месторождения Северный Букинай (участок 21). Исследования выполнялись в лабораторных автоклавах, позволяющих имитировать пластовое давление до 9 кг/см^2 .

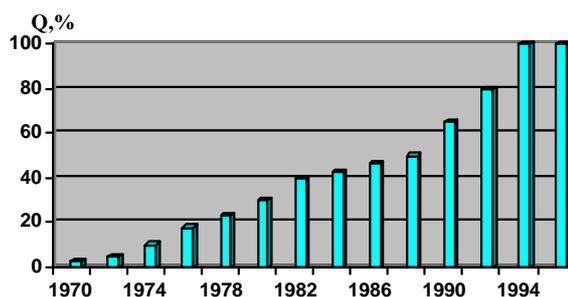


Рис. Динамика развития процесса переработки урана способом ПВ

Проведенные исследования показали возможность применения легких режимов для выщелачивания руд этих залежей и поэтому была предложена следующая последовательность проведения процесса ПВ:

- 1) предварительное насыщение пласта кислородом воздуха и затем выщелачивание пластовой водой;

2) дополнительное насыщение пластовой воды углекислым газом или выщелачивание слабоподкисленной (рН=4) водой;

3) выщелачивание слабокислыми (до 1 г/л) растворами серной кислоты;

4) выщелачивание кислыми (5-10 г/л) растворами серной кислоты.

Лабораторные данные и рекомендации нашли подтверждение в ходе начавшихся в 1997 г. опытных работ на 2-х ячейках участка № 21 месторождения Северный Букинай, на одной из которых использовалась схема БКВ с предварительным насыщением пласта кислородом воздуха с последующей отработкой в слабокислотном режиме. В сравнении с контрольным вариантом (ячейка, где кислотность рабочих растворов составляла 15 г/л серной кислоты) продуктивность растворов и извлечение урана за 9 месяцев эксплуатации на ячейке БКВ оказалась в 2 раза выше, удельные расходы кислоты на закисление снизились в 1,3 раза, удельные расходы кислоты на добычу снизились в 1,6 раза.

В процессе опытных работ на залежи № 60 месторождения Южный Букинай эксплуатирующейся по схеме слабокислотного ПВ с насыщением пласта кислородом воздуха, средняя концентрация урана в откачиваемых растворах увеличилась в 1,3 раза, удельный расход H_2SO_4 составил 5,1 кг/кг добытого урана.

Анализ работы блока на залежи 31 на месторождении Южный Букинай, где проводились опытные работы по БКВ слабоподкисленными пластовыми водами, насыщаемыми кислородом воздуха, показал, что процесс осуществляется экстенсивно. Было установлено, что основная причина недостаточной эффективности БКВ обусловлена организационно-техническими причинами. ЦНИЛ были выданы конкретные рекомендации для условий эжекции атмосферного воздуха через закачные скважины и для принудительного нагнетания сжатого воздуха через закачные скважины. Рассчитывались оптимальные расходы эжектируемого, нагнетаемого воздуха, время окисления и даны предложения по выбору закачных скважин для нагнетания воздуха. Кроме того, рекомендованы методы подготовки и эксплуатации новых блоков ПВ для условий залежи 31 в целом, включающие технологию сооружения и эксплуатации высокодебитных скважин. По результатам лабораторных работ на керновом материале залежи 31 для умеренно карбонатных руд была рекомендована схема БКВ первоначально воздухом насыщенные пластовыми водами, содержащими бикарбонат-ион не менее 150-200 мг/л, а затем слабокислыми ($H_2SO_4 < 1$ г/л) растворами.

В 1997 г. по результатам лабораторных работ выданы рекомендации по схеме БКВ на участке № 14 месторождения Северный Букинай слабокислыми (до 0,5 г/л H_2SO_4) воздухом насыщенными растворами с предварительным окислением пласта

кислородом воздуха. Однако в процессе промышленной эксплуатации на блоке 76 участка № 14 снизилась сорбционная ёмкость смолы, стала наблюдаться коррозия изделий и оборудования из нержавеющей стали. Проведенные оперативные исследования показали, что в продуктивных растворах присутствует сероводород, являющийся агрессивным кислым газом, который и вызывал коррозию. Подкисление же сероводородсодержащих продуктивных растворов до рН=4, необходимое для эффективного ведения сорбционного процесса, снижало ёмкость смолы АМП на 30%. Поэтому, при обнаружении в составе продуктивных растворов сероводорода в количестве более 3 мг/л было рекомендовано проводить их аэрацию перед сорбцией с тем, чтобы окислить сероводород до элементарной серы.

В 1997–99 гг. на основании проведенных лабораторных исследований выданы практические рекомендации по технологии слабокислотного выщелачивания с предварительным насыщением пластовой воды кислородом воздуха и выполнен анализ результатов эксплуатации опытного участка Тохумбет, который показал высокую эффективность БКВ. Извлечение урана за 2 года работы опытного участка составило 67% и, следовательно, была начата промышленная эксплуатация участка Тохумбет.

С целью выявления особенностей эксплуатации месторождения Тохумбет ЦНИЛ по совместной программе с предприятием проводит на отдельных блоках ПВ систематические гидрогеологические и геотехнологические опробования скважин.

По результатам опробования производятся расчёты действительных динамических уровней в скважинах с исключением гидравлических сопротивлений, даётся характеристика качества закачных скважин по удельной приемистости, составляются карты окисленности пласта газонасыщенными растворами, карты пьезоизогипс и по гидрохимическому составу откачиваемых растворов, даются рекомендации по повышению эффективности процесса ПВ. Своевременно выполняются геотехнологические испытания в лабораторном варианте на поступающем керновом материале участка Тохумбет. Результаты лабораторных исследований подтвердили ранее выданные рекомендации по отработке месторождения в безреагентном и миниреагентном режимах (БКВ).

Опытные полевые работы

В данном разделе рассматриваются исследовательские и опытные работы, применяемые на полевых экспериментальных участках для решения различных задач процесса подземного выщелачивания.

1. *Исследование возможности увеличения сырьевой базы урана.*

С целью расширения сырьевой базы комбината и вследствие открывшихся возможностей использования импортных скважинных насосов с широким

диапазоном гидравлических характеристик, учитывая промышленное освоение безреагентной и миниреагентной технологий выщелачивания урана, появились реальные перспективы возобновления отработки месторождения Северный Майзак способом ПВ с приемлемыми экономическими показателями. ЦНИЛ разработал программы по освоению данного месторождения, которые включали рекомендации по эксплуатационной разведке блоков ПВ, гидрогеологические расчёты оптимальных схем размещения и производительности скважин, технологию сооружения скважин, технологию выщелачивания в безреагентном и миниреагентном (БКВ) режимах.

В выданных рекомендациях даны также предложения по принципиальной технологической схеме переработки бикарбонатных продуктивных растворов.

Для оптимизации процесса выщелачивания на новых месторождениях в ЦНИЛ была разработана методика, моделирующая в лабораторных условиях технологию БКВ воздухомонасыщенной пластовой водой и слабокислыми воздухомонасыщенными растворами. Основу разработанной системы составили лабораторные автоклавы, позволяющие имитировать пластовое давление до 9 кг/см^2 .

На примере залежи № 1 участка Шарк месторождения Сабырсай была апробирована методика геотехнологического картирования блоков подземного выщелачивания, разработанная ЦНИЛ и ОМГТП (Заболоцкий А.И.). По результатам картирования рекомендовано исключить 30% отрабатываемой площади для повышения продуктивности растворов.

Опытные работы по бикарбонатно-кислотному выщелачиванию (БКВ) проведены на месторождении Сугралы на экспериментальной ячейке в 1986-89 гг. Уран выщелачивался по двухстадиальной схеме - первоначально пластовыми водами, насыщенными кислородом воздуха или техническим кислородом, затем слабым раствором серной кислоты (2-5 г/л). Этот эксперимент показал высокую эффективность опробованной схемы, удельный расход серной кислоты при этом был снижен более чем в 80 раз.

Вышеназванные опытные работы послужили базисом для проведения в 1998 г. совместно с фирмой "Кожема" комплексных гидрогеологических и геотехнологических исследований по схеме бикарбонатного ПВ. Проведенные лабораторные исследования подтвердили правильность выбранной технологии добычи урана. На основе полученных данных был составлен проект на строительство и эксплуатацию опытно - промышленного участка, что позволило вернуться к отработке законсервированных запасов месторождения Сугралы.

С пуском в эксплуатацию опытного промышленного участка на месторождении Сугралы ЦНИЛ

осуществлял оперативный анализ и контроль за процессом выщелачивания, вносил предложения по целенаправленной обработке пласта техническим кислородом и цикличности обработок атмосферным воздухом. Откачиваемые растворы опробовались на химический и газовый состав.

Совместно с производителями были разработаны и реализованы предложения по оптимизации схемы размещения скважин, по технологии сооружения скважин в части цементной гидроизоляции затрубного пространства непосредственно над рудным слоем для локализации выщележащего водообильного слоя песков. В 2004 г. ЦНИЛ выпустил отчёт по материалам рудника ПВ Сугралы, с целью выдачи исходных данных для проектирования промышленного участка подземного выщелачивания.

2. Выщелачивание урана из бескарбонатных руд.

Руды месторождений Бешкак, Лявлякан, Северный Букинай и др. относятся к бескарбонатному геотехнологическому типу (содержание CO_2 до 1%). В 1988 г. на этом основании на месторождениях Северный Канмех (участок СК-86), Северный Майзак был рекомендован мягкий кислотный режим выщелачивания (2-5 г/л H_2SO_4). В 1994 г. проведены лабораторные исследования по выщелачиванию керновых проб руды участка «Аэропорт» в Учкудуке. Выданы рекомендации по технологической схеме выщелачивания - предварительное извлечение урана воздухомонасыщенными пластовыми водами затем переход на жесткий кислотный режим (15-20 г/л H_2SO_4).

В 1998 г. на блоке 4В-40-1 участка № 21 месторождения Северный Букинай подтверждены данные лабораторных исследований по высокой эффективности предварительного окисления малокарбонатных руд ($\text{CO}_2 \leq 0,5\%$) при кислотном выщелачивании (10г/л H_2SO_4). За 20 месяцев эксплуатации блока извлечение урана составило 101,4%, средняя продуктивность растворов - 30,2 мг/л.

В 1998-2000 гг. выданы рекомендации по процессу выщелачивания на первом блоке месторождения Лявлякан по схеме кислотного выщелачивания, так как в рудах отсутствуют карбонаты. Рекомендовано предварительное окисление пласта кислородом воздуха, с последующим переходом на режим мягкого кислотного выщелачивания серной кислотой (5 г/л). Сложность отработки месторождения Лявлякан, обусловленная особенностями минералогического состава руд, вызвала необходимость дальнейшего проведения лабораторных исследований по поиску оптимальной технологии выщелачивания, постановки работ по разработке специальных методов химической обработки закольматированных скважин, разработки предложений по совершенствованию технологии сооружения скважин. В результате выполненных лабораторных работ было рекомендовано осуществлять процесс

выщелачивания раствором серной кислоты в мягком режиме – не более 5 г/л, а при условии предварительного окисления пласта кислородом воздуха – не более 2-3 г/л серной кислоты. Применение мягких режимов позволит предотвратить кольматацию пласта, уменьшить плотность размещения технологических скважин и сократить их количество за счёт увеличения дебитов.

3. Способы увеличения дебита скважин.

В 2001 г. на керновых пробах руды месторождений Кентыктюбе и Лявлякан были проведены лабораторные исследования по интенсификации процесса ПВ урана с использованием фульвокислотных комплексов (ФК), представленных для испытаний НТЦ «Экологическая безопасность территорий» (г. Москва, Пантелеев В.М.). Препарат фульвокислот (ФК) является продуктом щелочно-кислотной переработки торфа.

Было установлено, что ФК не оказывает непосредственного влияния на процесс растворения и выщелачивания урана. Лабораторными экспериментами было показано, что под действием фульвокислот повышается проницаемость руды за счёт универсальных комплексообразующих свойств ФК в слабокислых и слабощелочных растворах. Применение ФК предотвращает гипсование пласта, в частности, для руд месторождения Лявлякан. Ограничивает применение препарата его дороговизна. Уменьшение стоимости возможно при изыскании технологии получения ФК из местного сырья (отходы переработки хлопка и т.д.).

4. Увеличение эффективности процесса ПВ.

Проведены лабораторные исследования и выданы рекомендации по растворению образцов кольматантов, образующихся на месторождении Лявлякан. Выполнены также поисковые работы по подбору альтернативного растворителя химических осадков взамен дорогостоящих бифторида аммония и плавиковой кислоты.

С целью изучения механизма кольматационных процессов по растворимости и устойчивости в сернокислых растворах минеральных солей фосфора, кремния, кальция и магния выполнены лабораторные исследования, в результате которых показано, что при жестком кислотном режиме выщелачивания происходит резкое увеличение растворимости соединений фосфора и кремния – в 2,5–3,5 раза. Установлено, что граница оптимальной кислотности для выщелачивания руд месторождения Лявлякан не должна превышать 5 г/л серной кислоты.

Для увеличения производительности скважин на месторождении Лявлякан выданы предложения по совершенствованию технологии сооружения бесфильтровых скважин различной модификации. Приведены примеры расчёта бесфильтровых скважин, технология производства работ, схема сооружения и эксплуатация скважин. Сложная морфология рудных тел на месторождениях, обрабатываемых способом

ПВ (многоярусное оруденение, маломощные рудные тела в слабопроницаемых крыльях залежей, узкие лентообразные рудные залежи) предопределили поиск способов их эффективной отработки. Многоярусные рудные тела обрабатывались на месторождениях Кетменчи и Учкудук (Айтымские рудные залежи). Опыт их эксплуатации способом ПВ показывал, что вскрытие и установка фильтров на все рудные пересечения не даёт эффекта и уран выщелачивался преимущественно лишь из верхних рудных тел. Так, анализ особенностей эксплуатации участка ПВ –102 (Учкудук) привёл к заключению о неудовлетворительном ходе отработки рудных тел в нижней части разреза продуктивной толщи. В соответствии с рекомендациями ЦНИЛ на перспективной площади была организована доработка запасов с использованием дополнительно пробуренных на отработанных площадях откачных насосных скважин, специально оборудованных фильтрами на нижние продуктивные интервалы. Такие скважины обеспечивали добычу урана без подачи в пласт кислоты, используя достигнутое ранее закисление массива за счёт растекания растворов. Работая с высокой производительностью (20–25 м³/час), они обеспечивали эффективную доработку запасов с приемлемыми экономическими показателями. Добыча урана таким способом составляла более 30% от общей добычи участка ПВ-102. Для отработки 2-3 ярусного оруденения на участке ПВ- 102 «Запад» была рекомендована схема отработки, предусматривающая оборудование откачных скважин двумя фильтрами, а закачных – одним нижним. В качестве основного метода контроля газонасыщения руд и вмещающих пород был рекомендован индукционный каротаж. Проводимые опытные работы на месторождении Кетменчи также указывали на необходимость отдельной отработки рудных тел на различных стратиграфических уровнях. С этой целью была разработана конструкция откачной скважины, позволяющая одновременно отдельно эксплуатировать два горизонта и сократить расходы на бурение.

5. Биогеотехнология урана.

В 1999 г. ЦНИЛ совместно с Институтом микробиологии (ИМБ) АН РУз (Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И.) проведены лабораторные исследования по выщелачиванию урана на 3-х рудных пробах с использованием двух штаммов бактерий *Acidithiobacillus ferrooxidans*. Установлено, что применение бактерий увеличивает извлечение урана по сравнению с контрольным опытом на 8-24%.

В 2000 г. на месторождении Бешкак было проведено 2 локальных полевых опыта в режиме push-pull. В результате первого опыта, проведенного на закисленной и выведенной из эксплуатации ввиду некондиционности содержаний откачной скважине, продуктивность откачанного раствора возросла максимум в 25-30 раз, составив 641-773 мг/л. В 2001 г. на опытной ячейке ПВ-11 месторождения Бешкак были проведены натурные испытания по использованию

микроорганизмов в непрерывном (фильтрационном) режиме. За период испытаний извлечение урана из продуктивных растворов бактериального выщелачивания составило 41,5%, из контрольной ячейки – 28,2%.

В июле 2006 г. на залежи 5-1 месторождения «Кетменчи» совместно с сотрудниками ИМБ АН РУз начаты опытные работы по доизвлечению урана из отработанных блоков ПВ с использованием бактериальных растворов.

Бактериальное выщелачивание урана было проведено в режиме push-pull на двух скважинах. Показана принципиальная возможность интенсификации процесса ПВ методом бактериально-химического окисления урана.

б. Технология переработки растворов ПВ.

Большое внимание в тематике подземного выщелачивания уделялось качеству химоконцентратов, поступающих с участков ПВ, изучению сорбционных характеристик ионита АМП и других ионообменных смол различных поставщиков, работе ионитов в продуктивных растворах, получаемых при разных схемах выщелачивания урана, исследованиям по попутному извлечению ценных компонентов из продуктов участков ПВ. Так, напри-

мер, выполнялись исследования по уменьшению эмульгируемости хим. концентратов при добавлении местной каолиновой глины (Учкудук или Карнаб). Проводились исследования по улучшению качества перрената аммония в соответствии ОСТ 48-26-80 по совершенствованию рениевой схемы. Разработан состав смеси экстрагентов для извлечения и концентрирования рения из товарных десорбатов. Проведены также работы по поиску режимов раздельной десорбции урана и рения с ионита АМП и выданы рекомендации.

Проводились испытания в промышленных условиях на специально смонтированной установке ионита Amberjet-4200 в количестве 14,1 т, которые показали, что этот ионит может быть рекомендован для извлечения урана из продуктивных растворов ПВ с осуществлением процесса сорбции-регенерации в одной колонне и рН продуктивного раствора $\leq 2,0$.

Систематически проводится опробование сорбционных комплексов на всех участках ПВ комбината, определяются физико-химические свойства новых ионитов, аналогов АМП, путем проведения циклов сорбция→регенерация→сорбция, исследуется гранулометрический состав и механическая прочность ионита из производственного процесса.

УДК 622.236.4.(043.3)

© Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. 2007 г.

ПРОМЫШЛЕННАЯ ПРОВЕРКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБРАЗОВАНИЯ ВЫЕМОК ВЗРЫВАМИ ТРАПЕЦИЕВИДНОЙ ФОРМЫ ОБВАЛОВАННЫХ ГРУНТОМ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

Норов Ю.Д., проректор по науке НГГИ, докт. техн. наук; **Уринов Ш.Р.**, старший преподаватель кафедры «Автоматизированное управление и информационные технологии» НГГИ

Успешное решение задач, поставленных перед народным хозяйством Республики Узбекистан, зависит от многих факторов, в том числе от темпов развития горно-добывающей отрасли, перед которой стоит задача – увеличение объемов добычи полезных ископаемых с наименьшими затратами.

Взрывная подготовка горной массы в горной промышленности является одним из направлений решений этой задачи. В настоящее время взрывные работы широко применяются при строительстве ирригационных сооружений, котлованов, коллекторов, а также при образовании траншей различного рода назначений.

В работах многих исследователей рассмотрены вопросы действия удлиненных зарядов взрывча-

тых веществ (ВВ) на выброс с целью повышения их эффективности на открытых горных работах при образовании удлиненных выемок.

Исследованиями также установлено, что ранее разработанные методики инженерных расчетов параметров траншейных зарядов выброса при образовании удлиненных выемок с большими показателями действия взрыва ($n \geq 8$) мало приемлемы. Главным недостатком этих методов расчетов было то, что в них не учитывались закономерности изменения геометрических размеров сечения выемки, в зависимости от массовой влажности, высоты, ширины и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, которые в отечественной и зарубежной литературе не освещены.

Таблица 1

Объем земляных работ, выполненных взрывами на выброс в рабочем сечении ПКПК 5+00÷15+00

Пикет	Расстояние, м	Проектный объем, м ³	Недоборы			Объем выброса, м ³
			Площадь, м ²	Средняя площадь, м ²	Объем, м ³	
5+00			-			
	100	13552				16940
6			-			
	100	14123				17654
7			-			
	100	14700				18375
8			-			
	100	15872				19840
9			-			
	100	14700				18375
10			-			
	100	17675				22094
11			-			
	100	18288				22860
12			-			
	100	15872				19840
13			-			
	100	15872				19840
14			-			
	100	17675				22094
15			-			
	100	14700				18375
Итого:		173029	-	-	-	216287

Наша работа проводилась в соответствии с тематическим планом государственной научно-технической программы ГКНТ Республики Узбекистан 01.200010483 «Повышение эффективности образования выемок в грунтах взрывами на выброс с помощью траншейных зарядов взрывчатых веществ» и А-4-015 «Обоснование и разработка эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса».

Нами проводились опытно-экспериментальные исследования по определению эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от их формы, высоты, ширины и массовой влажности, результаты которых приведены в работах [1-3].

В результате установлена обобщающая параболическая закономерность изменения размеров сечения выемок в зависимости от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, на основе которых разработана методика определения их эффективных параметров.

С целью промышленной проверки выявленных эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса при образовании удлиненных выемок с июля по ноябрь 2005 г. в Кунградском тумане Республики Каракалпакстан, были проведены промышленные испытания при строительстве коллектора «Машанкуль», протяженностью 3,8 км (табл. 1, 2).

Предусмотренная проектом геометрия сечения коллектора:

- проектная ширина по дну, м 40;
- коэффициент заложения откосов 3;
- проектная глубина, м 2,8÷4,2.

Трасса строительства коллектора «Машанкуль» представлена в основном, песком с обломками песчаника, глины и суглинистыми грунтами, относящимися к I-IV группы по СНиПу.

Грунтовые воды залегают на отметке 51,2 м, по состоянию на 04.05.2005 г. находились на высшей отметке коллектора.

Рельеф взрываемого участка – равнинный, без возвышенностей. Массовый взрыв на выброс был произведен на участке длиной 1100 м (ПКПК 5+00÷15+00) в грунтах I-IV группы по СНиПу, представленных глинистыми и суглинистыми грунтами.

Глубина выемки - 2,8 м.

По оси симметрии, по обе стороны сечения выемки, нарезали траншеи шириной 0,8 м на глубину до уровня грунтовых вод, которые находились на отметке 51,2 м. Для проходки рядных траншей использовали экскаватор непрерывного действия марки ЭТЦ-252.

При строительстве коллектора применяли две зарядные траншеи. Расстояние между зарядными траншеями определялось по формуле [4]:

$$a_3 = \frac{(W + h_{обв}) \cdot (n + 2)}{N(0,4n + 0,6)}, \text{ м; } a = 8,0 \pm 0,5 \text{ м} \quad (1)$$

где: N – количество параллельных зарядных траншей.

Масса заряда ВВ, приходящаяся на один метр траншеи, определялась по формуле, приведенной в [4]:

$$Q = \frac{(W + h_{обв})^2}{k} q \frac{0,4 + 0,6n^2}{n + 1}, \text{ кг/м; } Q = 769 \text{ кг/м} \quad (2)$$

Расчетный удельный расход ВВ был принят равным 3,75 кг/м³. Далее производили забойку и обваловку траншейных зарядов ВВ грунтом, который вынимали из профильного сечения выемки с помощью бульдозеров по методике [5]. Форма грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса была принята, согласно методик [1, 2], трапециевидной.

Высота трапециевидного сечения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, определя-

лась в зависимости от их массовой влажности, равной 17%, ширины сечения выемки по дну и глубины выемки, равной, соответственно, 40 м и 3 м:

$$h_{обв} = \frac{\sqrt{A+6H}}{2,7} \cdot \sqrt{1-\frac{1}{q}} \cdot (1+x/4)^2, \text{ м}; h_{обв} = 2,5 \text{ м}$$

Ширина трапециевидного сечения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса определялась в зависимости от массовой влажности, равной 17% ширины сечения выемки по дну, и глубины выемки, равной, соответственно, 40 м и 3 м:

$$L_{обв} = 2,7 \cdot \sqrt{A+6H} \cdot \sqrt{1-\frac{1}{q}} \cdot (1+x)^2, \text{ м}; L_{обв} = 22,5 \text{ м}.$$

В результате производства взрыва на выброс с применением трапециевидного сечения грунтовой обваловки траншейных зарядов ВВ, объем выброшенного грунта составил 234661 м³. Фактический расход ВВ был равен 703984 кг.

При этом, фактический удельный расход ВВ составил 3,75 кг/м³. Объем выброса составил, в среднем 125% при показателе действия взрыва, равного 12,7.

Ведомость подсчета объемов земляных работ в рабочем сечении (ПКПК 5+00÷15+00) по объекту «Строительство коллектора «Машанкуль» приведена в табл. 1.

Выполненные промышленные взрывы позволили установить следующее:

1. Способы образования удлиненных выемок в различных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса с большими показателями действия взрыва авторами в ранее выполненных работах не разработаны.

Главным недостатком разработанных способов является то, что в них не учитывались форма, геометрические размеры и массовая влажность грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

2. Расчет массы заряда ВВ, приходящейся на 1 м зарядной траншеи, и размеры удлиненных выемок взрывами трапециевидной формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса не могут быть определены по методикам [4, 5], так как они дают отличие от фактически полученных результатов.

Следующая серия взрывов на выброс была выполнена на объекте «Строительство коллектора «Машанкуль» на рабочем сечении ПКПК 16+00÷23+00 с целью оценки возможности применения разработанной нами методики инженерного расчета массы траншейных зарядов выброса трапециевидной формы грунтовой обваловки, приходящейся на 1 м траншеи, определялись по методике [1].

По оси симметрии выемки нарезали две траншеи каждая шириной 0,8 м и глубиной до уровня грунтовых вод. Расстояние между рядами траншейных зарядов определялось по формулам [4, 5] и было равно 7,5±0,5, ЛНС по длине коллектора изменялась в пределах 2,8-4,0 м.

Масса ВВ, приходящаяся на 1 м зарядной траншеи, составила 466 кг/м. Расчетный удельный расход ВВ принят равным 2,8 кг/м³. После забойки зарядной траншеи произвели обваловку грунтом, который вынимали из профильного сечения выемки с помощью бульдозеров. Высота и ширина тра-

Таблица 2

Объем земляных работ, выполненных взрывами на выброс в рабочем сечении ПКПК 16+00÷23+00

Пикет	Расстояние, м	Проектный объем, м ³	Недоборы			Объем выброса, м ³
			площадь, м ²	средняя площадь, м ²	объем, м ³	
16+00			12,6			
	100	17045		11,5	1150	15895
17			10,4			
	100	17130		9,8	980	16150
18			9,2			
	100	16720		9,05	905	15815
19			8,9			
	100	15820		9	900	14920
20			9,1			
	100	17700		8,95	895	16805
21			8,8			
	100	16680		8,2	820	15860
22			7,6			
	100	16247		7,5	750	15497
23			7,4			
	100	15872		7,4	740	15132
Итого:		133214	74	71,4	7140	126074

пециевидной формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса определялись по разработанным нами методикам [1, 2] и были равны, соответственно, 2,6 м и 24 м. В результате производства взрыва на выброс, объем выброшенного грунта составил 126074 м³. Ведомость подсчета объема земляных работ в рабочем сечении ПКПК 16+00÷24+00 по объекту «Строительство коллектора «Машанкуль» приведена в табл. 2.

Полученные результаты показывают, что фактический расход ВВ был равен 353007 кг. При этом

фактический удельный расход ВВ составил 2,8 кг/м³. Объем выброса составляет в среднем 94,6%. В результате опытно-промышленных взрывов, была образована удлиненная выемка шириной по дну 42 м, глубиной - 4,0 м и шириной по верху выемки 64 м. Фактические значения показателя образования выемки составляли – 8.

Основные выводы: Разработан и экспериментально проверен способ образования удлиненных выемок за счет управления взрывами траншейных зарядов ВВ путем разработки эффективных параметров и формы грунтовой обваловки, обеспечивающих максимальный эффект выброса.

Список литературы:

1. Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Методика определения эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса. - *Навои: НавГТИ, 2004.* - 28 с.
2. Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Методика инженерного расчета эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса. - *Навои: НавГТИ, 2004.* - 24 с.
3. Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Разработка эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса физическим моделированием. // *Горный Вестник Узбекистана, 2005. №4. С. 34-38.*
4. Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Насиров У.Ф. Взрывы траншейных зарядов выброса. // *Горный журнал. №11-12. - М.: 2000. С. 97-98.*
5. Норов Ю.Д., Тураев А.С., Абдуллаев Ш.М., Насиров У.Ф., Йулдошев У.У. Руководство по применению способа образования выемок взрывами обвалованного грунтом траншейных зарядов выброса в оплывающих песчаных грунтах. - *Ташкент: Фан, 2000.* - 10 с.

УДК 622

© Аристов И.И., Селезнев А.В., Кольцов В.Н., Беленко А.П., Снитка Н.П. 2007 г.

СПОСОБЫ И НОРМАТИВЫ УПРАВЛЕНИЯ ПОЛНОТОЙ И КАЧЕСТВОМ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ НА КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ

Аристов И.И., ведущий инженер института «ВНИПИПромтехнологии»; **Селезнев А.В.**, начальник отдела открытых горных работ института «ВНИПИПромтехнологии», канд. техн. наук; **Кольцов В.Н.**, главный маркшейдер НГМК, канд. техн. наук; **Беленко А.П.**, главный геолог Центрального рудоуправления НГМК; **Снитка Н.П.**, начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Необычность и своего рода уникальность разработки месторождения Мурунтау состоит не только в больших достигнутых объемах ежегодной добычи руды, металла при сложных геологических условиях залегания рудных штокверков и многочисленности выделяемых сортов руды, но, особенно, в целенаправленной опережающей научной подготовке и комплексном внедрении новых научно-технических решений по всем стадиям технологических процессов - от доразведки запасов, их компьютерного оконтуривания, добычи руды до получения готовой продукции. Именно за счет выполнения опережающих исследований, разработки и внедрения принципиально новых технических решений обеспечивается уже более 40 лет экономическая эффективность и стабильность работы карьера, ГМЗ-2 и всего комбината. По сравнению с первоначальным георесурсный потенциал по запасам руды увеличился в 3,5 раза и в перспективе рассматривается экономическая и техническая целесообразность увеличения предельной глубины карьера до 850-1000 м [1]. В связи с указанными особенностями открытой разработки месторождения, представляет определенный производственный и научно-

технический интерес краткая информация по используемым на карьере способам, методикам и нормативным показателям управления полнотой и качеством отработки запасов.

В качестве основного рабочего инструмента по управлению, контролю и средством объективного учета расхода запасов при отработке месторождения используются показатели нормативных и фактических потерь и разубоживания руды, методика определения которых существенно отличается от применяемых на других карьерах. Методика позволяет учитывать по стадиям развития карьера изменения следующих исходных параметров:

- значения бортового содержания золота (Au) при оконтуривании погашаемых запасов;
- сложность обрабатываемых рудных тел;
- схемы и параметры добычи руды; сорта (ценность) обрабатываемой руды;
- осуществлять забойный контроль и применение компьютерных программ при рабочем проектировании и планировании добычи товарной руды [2].

В зависимости от фактически используемых бортовых и граничных содержаний Au для оконтуривания запасов и отсортировки в добычу товарной

руды, на карьере применялись и перспективны следующие режимы управления запасами, добычей и развития карьера: 1) полный балансовый, проектный ($C_{\sigma_1}=2,0$ г/т); 2) выборочно-посортный ($C_{\sigma_2}=2,5$ г/т); 3) максимально-полный с попутной добычей ($C_{\sigma_3}=1,5$ г/т); 4) скорректированный на прирост георесурсов и подшихтовку в добычу со складов ($C_{\sigma_4}=1,0$ г/т); 5) перспективный с попутной добычей, покусковой сепарацией и подшихтовкой со складов, подземной добычи ($C_{\sigma_5}=0,5-0,7$ г/т). Результаты сравнительной оценки тенденций изменения основных параметров и показателей запасов руды, добычи, производительности, потерь и разубоживания руды по указанным режимам управления запасами и годам развития карьера приведены в табл. 1.

Согласно проектным решениям добыча руды производится мощными экскаваторами с емкостью ковшей от 5,0 м³ до 20,0 м³ при транспортировке автосамосвалами грузоподъемностью 70-160 т. Схема добычи – широкие экскаваторные заходки при высоте уступа 15,0 м, по сложным рудным телам подступами 7,5 м (в 1978-95 гг. высота уступа в основном была 10,0 м) с посортной отгрузкой согласно выделяемых сортов руды на планах опробования уступов, составляемых в М 1:500.

Посортные рудные контура выносятся на отбитую рудную массу и обозначаются видимыми ори-

ентирами, зачищаемые до предельного краткоюстойчивого угла откоса уступа. Отбойка рудных зон производится с сохранением геологической структуры массива (на подпорную стенку) по утверждаемым паспортам взрывов при сети скважин 5,7x5,7 м или 6,5x6,5 м по руде и на породных участках 7x7 м или 8x8 м.

При высоте уступа 15,0 м определены следующие предельные размеры контрольных параметров и показателей, подтверждающие сохранение местоположения рудных контуров и всей геологорудной структуры массива: 1) мощность подпорной стенки – не менее 25-30 м; 2) коэффициент разрыхления – 1,2-1,3; 3) горизонтальное смещение по кровле рудных контуров, реперов – не более 1,0-1,2 м; 4) вертикальное смещение кровли уступа – не более 2,0-2,5 м; 5) вспучивание (перепады по высоте) в приконтурных рудных зонах – не более 1,7-2,0 м. Способы контроля экскаваторной зачистки посортных и внешних рудных контуров и рудоотгрузки: 1) визуальное по ориентирам на кровле уступов при геолого-маркшейдерском забойном контроле и подтверждении на сортовых планах; 2) новое, внедряемое – дистанционно-компьютерное по навигационной системе GPS.

С целью максимального сохранения природного содержания Au в запасах, оконтуриваемых по борту 2,0 г/т и интервале отбора проб 2,5 м, в 1975-78 гг. на карьере были проведены специальные опытно-промышленные работы по отработке

Таблица 1

Тенденции изменения параметров запасов, показателей и параметров добычи руды по режимам управления запасами и развития карьера Мурунтау

Параметры и показатели	Единицы измерений	Режимы управления запасами и добычей				
		полный балансовый (проектный)	выборочно-посортный	максимально-полный с попутной добычей	скорректированный на прирост запасов	перспективный с подшихтовкой от рудосепарации
Бортовое содержание	г/т	2,0	2,5	1,5	1,0	0,5-0,7
Года (этапы) развития карьера		1967, 1977-94	1973-77	1995-2004	2005-2014	2015-2030
Интервал отбора проб из скважины	м	2,5	2,5-3,0	5,0	5,0	10,0-15,0
Сырьевые георесурсы руды	%	100	74	145	210	350
Показатель сложности рудных контуров в плане уступа	м/м ²	0,08-0,12	0,18-0,25	0,06-0,08	0,04-0,06	0,03-0,05
Высота рудного уступа (подступа, слоя)	м	15,0 7,5x7,5	15,0 2,5 и 7,5	10,0 и 15,0	15,0	15,0
Выемочно-погрузочное оборудование		ЭКГ-5, 10	бульдозеры-рыхлители, погрузчики, ЭКГ-5А	ЭКГ-8и; 10; 12,5; 15; гидравлические экскаваторы	ЭКГ-12,5; 15; 20; гидравлические экскаваторы	ЭКГ-15, 20; гидравлические экскаваторы
Потери руды	%	5,0	12,0	3,5	3,0	2,3
Разубоживание добытой руды	%	16,0	25,0	12,0	9,0	7,0
Производительность карьера по горной массе	млн. м ³ / год	24,0	8,0	41,8	35-45,0	14-18,0
Производительность рудоперерабатывающего завода	млн. м ³ / год	10,0	5,0	15,0	28-30,0	30-32,0

Таблица 2

Сравнение методических принципов нормирования и учета потерь, разубоживания руды при добыче на карьерах

Сравниваемые показатели и параметры	Типовые методические указания ИГД и отраслевая инструкция МЦМ	Института «Иргиредмет», 1993 г.	Института «ВНИПИПромтехнологии» и НГМК, 1994 и 2004 гг.
Суть методики и основные геолого-технологические исходные параметры	Повариантное сочетание потерь и разубоживания руды, затрат и коэффициентов извлечения при переработке от одинаковых запасов руды, металла при разной добыче	Приконтурные прихваты в откосах уступов, в кровле, почве на типовом разрезе и экономически оптимальном их соотношении по высоте уступа	Посортные нормы прихватов по вариантам схем добычи к 1 п.м рудного контура с учетом сложности оруденения по площади
Критерий экономической оптимальности нормативов потерь и разубоживания руды	Максимальная прибыль по вариантам потерь, разубоживания, затрат на добычу, транспортировку и переработку 1 т руды, отнесенная к 1 т погашаемых одинаковых балансовых запасов	Минимальный ущерб от потерь и разубоживания 1 т руды по типовому разрезу для деления высоты уступа и треугольников приконтурных площадей на теряемую и разубоживающую части	Минимальный суммарный ущерб (последствия) от потерь и разубоживания 1 т руды по сортам для обоснования норм прихватов к рудным контурам и соотношения нормативов
Количество учитываемых видов потерь и разубоживания руды	10-12	8	4
Количество используемых при расчетах исходных данных по выемочным единицам	13-16	10-12	6-8
Учет сложности оруденения по площади, высоты уступа и параметров руды в забое. Конкретизация по схемам добычи	Одинаковые параметры запасов и добычи при различных принятых соотношениях потерь и разубоживания руды	Углы падения рудного тела, откоса уступа и параметры добычи при разработке горизонтальных, пологопадающих и крутопадающих рудных тел	Группировка рудных тел, участков по показателям сложности рудного контура в плане или разрезе уступа. Варианты схем добычи по способам отбойки, высоте уступа и оборудованию
Возможность управления нормативным соотношением потерь и разубоживания руды при добыче	Деление высоты уступа на рудном контуре на разубоживающие и теряемые треугольники с учетом экономики по коэффициенту « μ »	На рудном контуре деление по высоте уступа и площадей откосов по критерию минимума экономического ущерба	Сдвигание контура выемки руды в зависимости от высоты уступа и сорта руды по минимуму суммарного ущерба
Учет и отчетность, сопоставимость с нормативами. Определение сверхнормативных потерь	Прямой или косвенный метод на выбор предприятиями	Прямой, комбинированный или косвенный	Прямым по контролю совпадения выемочного (технологического) контура с рудным по площади и в откосе уступа

рудных участков слоями в 2,5-3,0 м и применении бульдозеров-рыхлителей и фронтальных погрузчиков. Оценка фактических потерь, разубоживания руды производилась прямыми замерами несовпадения выемочных контуров с рудными в откосах слоев, при зачистках почвы по каждому слою, а также по результатам отдельной переработки добытой руды и сведения балансов по руде и металлу (рис. 1).

Из-за значительного усложнения рудных контуров при интервале подсчета запасов 2,5 м по сравнению с 5 м интервалом отбора проб, несовпадения сортов руды и включений между слоями, а также большого выхода негабарита, потери балансовой руды составили 10-12% и разубоживание добытой руды до 25%, что подтвердило целесообразность экскаваторной отработки рудных тел при высоте уступов 10,0 и 15,0 м и посортной их забойной рассортировке.

На карьере применяется принципиально новая методика экономико-технологического нормирования и учета эксплуатационных потерь руды, ме-

талла и разубоживания (засорения) добытой руды по нормам прихватов к рудным контурам [2].

Сравнение основных методических положений нормирования и учета потерь, разубоживания руды, используемых в ранее утвержденных типовых и отраслевых инструкциях и принятой на карьере Мурунтау, приведено в табл. 2.

В качестве критерия оценки экономической оптимальности норм прихватов к 1 п.м рудных контуров и нормативных показателей потерь и разубоживания руды (в %) по схемам добычи и сортам руды принят минимальный суммарный ущерб (последствия) для предприятия от потерь и разубоживания 1 т руды, что обеспечивает максимальную прибыль получения 1 г готовой продукции.

Установлена следующая взаимосвязь показателей оптимального соотношения норм мощностей теряемой руды (m_T^N , м/п.м) и прихватов разубоживающей породы (m_B^N , м/п.м) с экономическим ущербом (последствиями) от потерь и разубоживания 1 т руды (U_n , U_p , руб/т) по сортам руды:

$$n_3 = \left(\frac{y_p}{y_r} \right)^2 = \frac{m_B^N}{m_T^N}, \quad \text{ед.}$$

Посортные показатели экономически оптимального соотношения норм прихватов разубоживающей породы к теряемой мощности руды по результатам расчета по фактическим затратам при добыче и переработке за 2003 г. (n_3): бедный сорт руды – 1,8; рядовой – 2,8 и богатая руда – в 4,8 раза.

Распределение зон технологических прихватов в сечении уступа к 1 п. м периметра рудного контура по применяемым схемам добычи (m_{Δ}^{δ} , м/п.м), определяемых по результатам опытных наблюдений и научным оценкам, на нормы мощностей теряемой руды и прихваты разубоживающей породы производится по формулам: $m_T^N = \frac{m_{\Delta}^{\delta}}{n_3 + 1}$, м/п.м и

$m_B^N = m_{\Delta}^{\delta} - m_T^N$, м/п.м. Расчетные нормы технологических прихватов по схемам добычи, их вариантам и сортам руды указаны в табл. 3.

Обоснование эксплуатационных нормативов потерь руды, металла и разубоживания добытой руды производится с учетом указанных в табл. 3 расчетных норм технологических прихватов, коэффициента снижения содержания Au в теряемой руде $\left(K_T = \frac{C_T}{C} = 0,8 \text{ ед.} \right)$ и

показателя сложности рудных контуров в плане уступа $\left(K_{сл}^s = \frac{L_p}{S_p}, \text{ м / м}^2 \right)$,

характеризующего длину (долю) рудного контура (L_p , м) в 1 м² рудной площади (S_p , м²), в пределах которой образуются взаимозависимые потери и разубоживание руды. Формулы определения нормативов для конкретных условий отрабатываемых рудных тел по сортовым планам, уступам и всего по карьере:

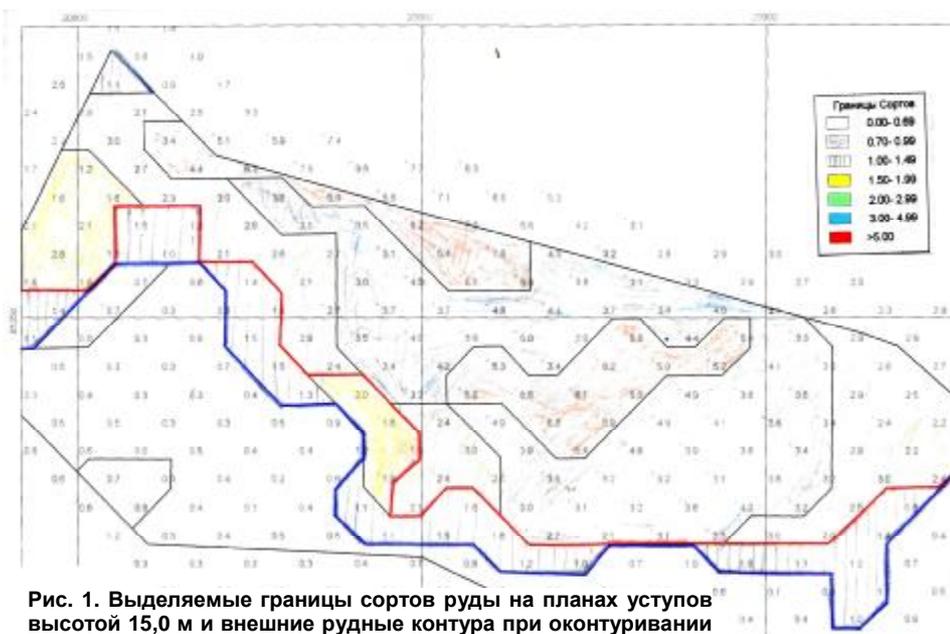


Рис. 1. Выделяемые границы сортов руды на планах уступов высотой 15,0 м и внешние рудные контура при оконтуривании запасов руды и добыче по бортовым содержаниям Au 2,0 г/т (—) и 1,0 г/т (—) на карьере Мурунтау (сортной план 37с, гор. 225 м)

- потери руды $P^N = m_T^N \cdot K_{сл}^S \cdot 100$, %; потери металла $P_M^N = P^N \cdot K_T$, % и разубоживание добытой руды $P^N = \frac{m_B^N \cdot K_{сл}^S}{(1 - 0,01 \cdot P^N) + m_B^N \cdot K_{сл}^S} \cdot 100$ %.

Выделяются по показателю сложности рудных контуров в плане уступа следующие типы рудных тел, участков ($K_{сл}^S$): I. Крупные, выдержанные – менее 0,10; II. Несложные, малоизменчивые – 0,11-0,16; III. Сложноструктурные, изменчивые – 0,17-0,30; IV, V – весьма изменчивые, сложные и небольшие жилы – более 0,31 м⁻¹.

На рис. 2 приведены графики изменения нор-

Таблица 3

Расчетные нормы технологических прихватов к рудным контурам при экскаваторной схеме добычи, высоте уступов 10,0/15,0 м и сортам руды в условиях карьера Мурунтау

Схема добычи, варианты	Зона технологических прихватов, м/п.м	Нормы мощностей теряемой руды при сорте, м/п.м			Нормы прихватов разубоживающей породы, м/п.м		
		бедная руда	рядовая руда	богатая руда	бедная руда	рядовая руда	богатая руда
Отбойка руды с сохранением структуры массива, посортная выемка широкими заходками по видимым ориентирам и контролю: 1) визуальное по ориентирам и забойное подтверждение 2) дистанционно-компьютерное по системе GPS	2,0	0,70	0,55	0,35	1,30	1,45	1,65
	2,7	1,00	0,70	0,50	1,70	2,00	2,20
	1,8	0,60	0,45	0,30	1,20	1,35	1,50
	2,4	0,85	0,65	0,40	1,55	1,75	2,00

мативных показателей потерь и разубоживания руды в зависимости от сложности рудных контуров в плане, высоты уступов 10 и 15 м при рядовом сорте руды, определенные по указанным формулам.

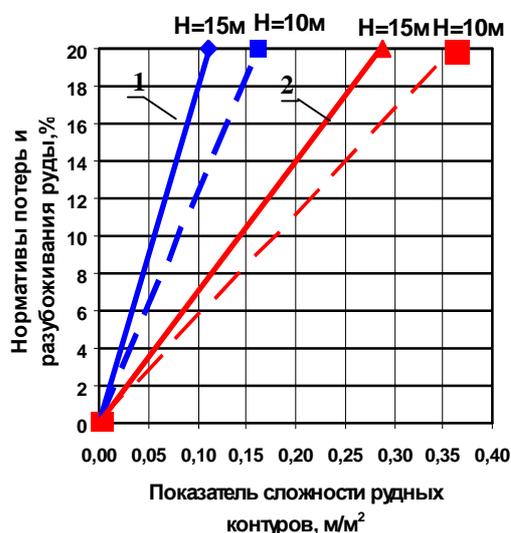


Рис. 2. Изменение нормативных показателей потерь (1) и разубоживания добытой руды (2) в зависимости от сложности рудных контуров по площади и высоте уступа (H) при рядовом сорте руды и экскаваторной добыче на карьере Мурунтау

Управление и горно-геологический контроль за соблюдением технологических норм прихватов и нормативных показателей потерь руды, металла и разубоживания руды в процессе добычи ведется путем отработки рудных тел, участков по рудному контуру при входе забоя экскаватора в руду и сдвигения контура выемки по кровле уступа при выходе забоя из руды, фиксируемых на исполнительных сортовых планах.

За счет сдвигения контура выемки при выходе из руды достигается сокращение потерь руды в откосе уступа при незначительном дополнительном разубоживании руды. Нормативные размеры сдвигения контура выемки при выходе из руды и высоте уступа 15,0 м: бедная руда – 1,1-1,3 м; рядовой сорт руды – 1,5-1,8 м и богатая руда – 2,0-2,3 м. Ключевое значение в оперативности получения исходных данных по опробованию скважин

и своевременной подготовке геолого-производственной документации имеют лаборатория гамма-активационного анализа на содержание Au и разработанные компьютерные программы автоматизированного проектирования горных работ и САПР «Руда» [3]. Ежемесячно с помощью САПР производятся расчеты по каждому экскаватору, посортное оконтуривание руды, подсчет запасов и планирование добычи с учетом нормативных показателей потерь и разубоживания руды. Выходные документы: сортовые планы М 1:500, являющиеся основными исполнительными и контрольными документами, и таблицы подсчета запасов и добычи по заданным бортовым содержаниям.

Фактические (отчетные) и сверхнормативные потери и разубоживание руды принято определять также прямыми методами по исходным данным, используемыми при их нормировании и полученными при забойном контроле.

Учет ведется по следующим причинам образования потерь и разубоживания руды: нормативно-технологические и от нарушения технологии и параметров работ, установленные проектом, инструкцией и указаниями на сортовых планах добычи (по фактам нарушений). В связи с большими объемами добычи товарной руды, многогоризонтностью производства горных работ и применением схем добычи с селективно-посортной экскаваторной рассортировкой рудной массы в забоях, учет потерь и разубоживания руды выполняется по времени в 2 этапа: 1) оперативный за месяц по сортовым планам, уступам и 2) отчетный за квартал, год всего по горизонтам и карьере.

Многолетний опыт применения на карьере указанных способов, методик и нормативных размеров управления полнотой и качеством отработки запасов подтверждает целесообразность и экономическую эффективность выполненных геолого-технологических и научных разработок. С учетом индивидуальных особенностей месторождений основные принципы новых технологических решений по управлению запасами, добычей и методика экономико-технологического нормирования потерь, разубоживания руды по нормам прихватов к рудным контурам может быть рекомендована для применения на карьерах стран СНГ.

Список литературы:

1. Шеметов П.А. «Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений», Ташкент, «ФАН», 2005 г.
2. «Инструкция по определению эксплуатационных нормативов и учету потерь, разубоживания руды в геолого-технологических условиях IV очереди открытой разработки месторождения Мурунтау», ФГУП «ВНИПИпромтехнологии», А-222-04, Москва, 2004 г.
3. Шеметов П.А., Бычков В.Н. «Управление качеством рудного потока в карьере Мурунтау», «Горный вестник Узбекистана». № 2. 2001 г.

МЕТОДИЧЕСКИЙ ПРИЕМ СНИЖЕНИЯ ВЛИЯНИЯ АППАРАТУРНОГО ДРЕЙФА НА КАЧЕСТВО СЕПАРАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕТОДОМ РРМ

Федянин С.Н., зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук

Одной из актуальных задач метрологии рентгенорадиометрических (РРМ) измерений является учет и снижение аппаратурной погрешности, которая обусловлена разнообразными причинами. В частности, непостоянством геометрии измерений, хаотическим изменением чувствительности облучательно-измерительного устройства и дрейфом аппаратурного спектра, в процессе длительной работы оборудования. В этой связи, например, РРМ опробование золотосодержащих руд рекомендуется проводить по способу спектральных соотношений в предположении, что погрешность данного способа измерений наименьшим образом зависит от перечисленных выше причин. На гистограмме, представленной ниже (рис. 1), отражена связь показаний в двух смежных каналах стандарт-фона (Lf и Rs). Каналу Lf соответствует интервал энергий от 14,5 до 18,5 кэВ, а каналу Rs – от 18,5 до 22,5 кэВ. Если гистограмму рассматривать с позиций геостатистики, то можно предположить, что выборка представлена тремя полями значений $Rs=f(Lf)$, относящихся к трем геохимическим типам породной матрицы. Тогда показатель Lf/Rs можно рекомендовать в качестве различительного признака для разбраковки исходной массы на технологические (геохимические) типы руд.

Однако, гистограмма, построенная по результатам измерений четырех технологических коллекций (ТК1÷4) кусков рудной массы, отобранных с участка Южный месторождения Кокпатас, демонстрирует другое, рис. 2. А именно - наличие трех уровней нестабильности в работе аппаратуры при измерениях данной выборки.

При измерении кусков ТК-1 (216 кусков) показатель Lf/Rs постепенно возрастал от 0,58 до 0,80. При измерении кусков ТК-2 (276 кусков) этот показатель скачкообразно изменялся трижды, имея тенденцию убывать в первой и третьей партии проб из этой коллекции. По ТК-3 (248 кусков) показатель менялся дважды, постепенно убывая во второй партии проб. По ТК-4 (254 кусков) показатель снижался постепенно с 0,98 до 0,58.

На основании установленного факта можно предположить, что если параметр Lf/Rs зависит от стабильности работы аппаратуры, то аналогичным образом аппаратурная погрешность влияет и на определение других характеристик, измеряемых по

способу спектральных соотношений и используемых в качестве различительных признаков при РРМ опробовании руд.

Гистограмма скорости счета импульсов в каналах Lf и Rs (рис. 3), построенная в последовательности возрастания отношения Lf/Rs в выборке, позволяет сделать вывод, что нестабильность параметра Lf/Rs обусловлена, в частности, дрейфом энергетического спектра по шкале энергий. В результате, если регистрируемая в канале Rs скорость счета импульсов убывает, то в смежном с ним канале Lf она возрастает.

При этом суммарные показания по этим двум каналам (Lf+Rs) имеют меньшую дисперсию, чем в

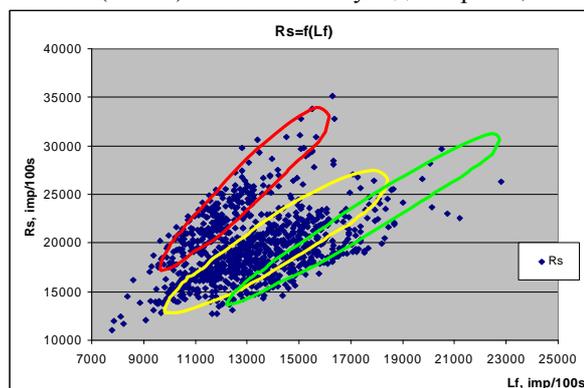


Рис. 1. Точечная гистограмма корреляционной связи значений скорости счета в каналах Lf и Rs по выборке из 994 проб

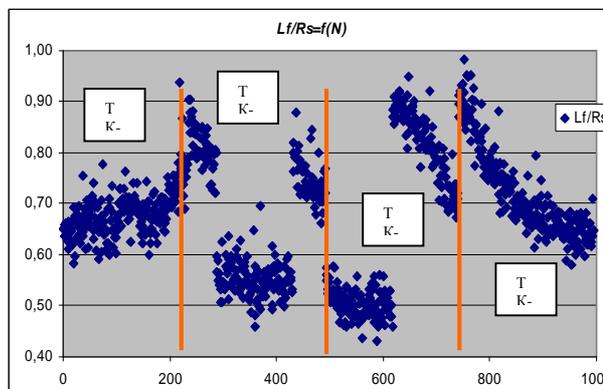


Рис. 2. Точечная гистограмма изменения отношения скоростей счета импульсов в двух смежных каналах стандарт-фона (Lf и Rs) в последовательности измерения 994 проб

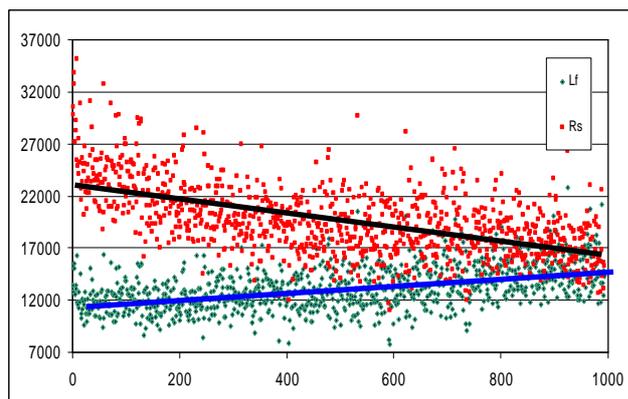


Рис. 3. Точечная гистограмма изменения скорости счета импульсов в каналах Lf и Rs в последовательности возрастания показателя Lf/Rs по 994 пробам

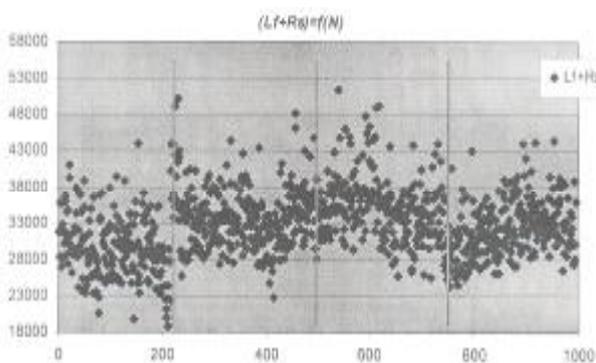


Рис. 4. Точечная гистограмма изменения суммы скоростей счета импульсов в каналах Lf и Rs в последовательности измерения 994 проб

каждом из них в отдельности, но также не избавлены от закономерной меняющейся во времени (систематической) погрешности (рис. 4).

На основании проведенных исследований рекомендуется при измерениях по способу спектральных отношений в качестве стандарт-фона использовать предельно широкий интервал энергетического спектра, на показания в котором влияние изменчивости минерального состава проб минимальное. Например, при измерениях с рентгеновской трубкой, рабочее окно которой имеет кадмиевый фильтр, за канал стандарт-фона (Stf) следует выбрать интервал энергий от 14,5 до 23,5 кэВ. Однако,

это не избавляет от погрешностей измерений, связанных с изменением чувствительности аппаратуры во времени, которая существенным образом сказывается на качестве сортировки горнорудной массы с пороговым содержанием золота. В доказательство приведем следующий пример. Статистическим анализом (сортировкой) рассматриваемой выборки по различительному признаку Fe/As установлено (табл. 1), что в интервале значений $Fe/As \leq 1,5$ из исходной массы с валовым содержанием золота 2,59 г/т уверенно выделяется концентрат (товарная руда с содержанием золота более 3,5 г/т).

Однако, «хвосты» обогащения, выделяемые в интервале значений Fe/As от 3,0 до 4,5 и более 4,5 слабо различаются по валовому содержанию золота (0,49 и 0,35 г/т, соответственно), т.е. отвальная породная масса, не подлежащая складированию в качестве резерва, не выделяется. При этом относительно высоки потери золота в виде продукта бедная руда ($Au=1,17$ г/т), складываемого в резерв.

Низкая эффективность дифференциации балансового продукта на минерализованную и породную массу объясняется тем, что высокие значения показателя Fe/As , характеризующие породную матрицу, в которой содержание железа доминирует над содержанием мышьяка, возможны в двух случаях.

Во-первых, когда содержание мышьяка низкое. Соответственно породная матрица не специализирована на золото, т.е. безрудная.

Во-вторых, когда содержание мышьяка повышенное (бедные руды), но сульфидные минералы железа под воздействием окислительного эпигенеза разложились, и окисные формы железа заняли больший, чем в сульфидных рудах, объем активируемого облучателем пространства пробы, в результате чего породная матрица диагностируется как якобы обогащенная железом.

Эти два геохимически различных случая регистрируются по способу спектральных отношений одинаково.

Следовательно, необходим методический прием, позволяющий при значениях полезного сигнала сопоставимого с погрешностью измерений минимизировать негативное влияние нестабильной работы аппаратуры на сортировку руд.

В качестве такого приема предлагается предварительное разделение проб в выборке на классы, сначала по показателю Fe/Stf , а затем по Fe/As .

Такое разделение обеспечивает более качественную разбраковку проб по уровням геохимической специализации породной матрицы на золото (табл. 2).

Согласно табл. 2 при значениях Fe/As более 1,5 содержание золота закономерно убывает с увеличением Fe/As и уменьшением Fe/Stf . В итоге селективность сортировки исходной массы существенно улучшается, что и представлено в итоговой таблице (табл. 3) по кусковой сепарации сводной выборки из четырех технологических коллекций, указанных выше.

Таблица 1

Исход.	Au, г/т	n	Выход, %	Запасы	Извлеч., %
Пороги Fe/As	2,59	994	100,0	2574,5	100,0
Вариант 1. Только по Fe/As					
$\leq 0,75$	10,36	80	0,08	828,80	32,2
$\leq 1,5$	5,28	223	0,22	1177,44	45,7
Итого	6,62	303	30,5	2006,2	77,9
$\leq 3,0$	1,17	358	36,0	418,9	16,3
$\leq 4,5$	0,49	224	22,5	109,8	4,3
$> 4,50$	0,35	109	11,0	38,2	1,5

Таблица 2

Пороги Fe/As	Вариант 2. Сначала по Fe/Stf, затем по Fe/As					
	Интервалы значений Fe/Stf					
	<0,26		от 0,26 до 0,40		>0,40	
	Au	n	Au	n	Au	n
≤0,75	10,97	21	8,53	32	12,07	27
≤1,5	5,34	100	4,73	86	6,38	37
≤3,0	0,68	152	1,17	144	2,38	62
≤4,5	0,41	30	0,46	126	0,58	68
>4,50	-	-	0,21	39	0,42	70

Краткие выводы.

1. Для снижения влияния аппаратного дрейфа на погрешность РРМ измерений по способу спектральных отношений необходимо в качестве стандарт-фона использовать предельно широкий интервал той части энергетического спектра, на показаниях в котором влияние изменчивости минерального состава проб минимальное.
2. Для снижения методической погрешности сортировки золотосодержащих руд по косвенному

Таблица № 3

Продукты	Итоговые результаты покусковой сепарации				
	Аи, г/т	n	выход, %	запасы	извлеч., %
Исходная руда	2,59	994	100,0	2574,5	100,0
Товарная руда	5,90	365	36,7	2153,6	83,7
Бедная руда	1,17	144	14,5	168,5	6,5
Мин. масса	0,54	446	44,9	242,5	9,4
Хвосты	0,21	39	3,9	8,2	0,3

признаку (по отношению характеристического излучения в интервалах энергий железа и мышьяка) необходимо проводить предварительную разработку членов выборки по уровням величины полезного сигнала, регистрируемого в интервале энергий характеристического излучения породобразующего элемента (в данном случае - железа).

УДК 622.271

© Лашко В.Т., Кравченко. Ф.А., Кабиров А.Р. 2007 г.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ОТРАБОТКИ УСТУПОВ НА ОДИН ТРАНСПОРТНЫЙ ГОРИЗОНТ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

Лашко В.Т., старший научный сотрудник ИППЭ НАН Украины, канд. техн. наук; Кравченко Ф.А., зам. главного инженера по горным работам рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК; Кабиров А.Р., зам. главного инженера по БВР рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Специфика отработки месторождений полезного ископаемого, сложенного скальными рудами и породами связана с оборудованием каждого эксплуатационного горизонта карьера отдельным транспортным горизонтом. Выполнение комплекса буровзрывных работ и размещение транспортных коммуникаций определяют ширину такой технологической площадки, значение которой составляет 27-30 м. При высоте обрабатываемого уступа до 15,0 м значение угла рабочего борта карьера составляет 22-23°.

Интенсивное понижение уровня горных работ связано с выполнением значительных объемов горно-эксплуатационных работ по подготовке новых рабочих горизонтов карьера, что сдерживает развитие работ по глубине. Альтернативной схемой развития горных работ в нижней рабочей зоне карьера является отработка на один транспортный горизонт карьера нескольких эксплуатационных уступов, что по предварительной оценке обеспечивает увеличение угла откоса рабочего борта карьера на 9-11°, а значит

существенное сокращение объема горно-эксплуатационных работ по подготовке нового рабочего горизонта карьера и увеличение интенсивности понижения уровня горных работ.

В общем виде угол откоса рабочего борта карьера в нижней эксплуатационной зоне карьера определяется по выражению:

$$a_{p.б} = \arctg \frac{H_{p.з}}{\left(\frac{H_{p.з}}{H_y} - 1\right) B_{m.n} + \frac{H_{p.з}}{tg a_y}}, \text{ град.}, \quad (1)$$

где: $H_{p.з}$ – высота условной рабочей зоны карьера, ($H_{p.з} = 225$ м);

H_y – высота обрабатываемого уступа, ($H_y = 15,0$ м);

$B_{m.n}$ – ширина транспортной площадки, ($B_{m.n} = 27-30$ м);

a_y – угол откоса обрабатываемого уступа, ($a_y = 60^\circ$).

Принципиальные технологические схемы обработки на один транспортный горизонт карьера нескольких эксплуатационных уступов (от 2 до 4) рассмотрены для горнотехнических условий карьера Мурунтау НГМК.

Карьер Мурунтау оснащён мощным экскавационно-транспортным комплексом машин. Ёмкость ковша механических и гидравлических экскаваторов изменяется от 8,0 до 24,0 м³, грузоподъемность автосамосвалов – от 75,0 до 176,0 т.

Рассматриваемые технологические схемы обработки на один транспортный горизонт карьера нескольких эксплуатационных уступов предусматривают оснащение имеющихся гидравлических экскаваторов (RH-170-FX-3500) сменным рабочим оборудованием типа прямая и обратная лопата.

При рассмотрении схемы обработки на один транспортный горизонт карьера двух эксплуатационных уступов возможно несколько вариантов их применения. Сущность одной из них заключается в следующем (рис. 1, а). По высоте двух смежных уступов выполняется комплекс буро-взрывных работ.

Обработка условно верхнего уступа выполняется с применением механического или гидравлического экскаватора с погрузкой горной массы в средства автомобильного транспорта.

На обработке условно нижнего уступа предусматривается применение гидравлического экскаватора RH-170 типа обратная лопата с глубиной черпания ниже уровня стояния 8,0 м и не выше – 18,0 м. Нижний уступ разделяется на два подступа. Высота нижнего подступа 8,0 м, высота верхнего определяется по выражению:

$$L_{p.экс} = \left(R_{ч.в} - \frac{H_{y.в}}{tg a_{y.в}} \right) + \left(R_{ч.н} - \frac{H_{ч.н}}{tg a_{y.н}} \right), \text{ м, (2)}$$

где: $R_{ч.в}$, $R_{ч.н}$ – максимальный радиус черпания экскаватора, соответственно, верхним (18,6 м) и нижним (18,0 м) черпанием;

$H_{y.в}$, $H_{y.н}$ – высота обрабатываемого уступа, соответственно, верхним и нижним черпанием, м;

$a_{y.в}$, $a_{y.н}$ – угол откоса уступа в пределах экскаваторной заходки, соответственно, верхнего (45°) и нижнего (60°) подступа, град.

Длина технологической площадки составляет 25,0 м, ширина этой площадки равна 11,6 м.

Одним из основных параметров схемы производства работ является ширина технологической площадки (рис. 1), значение которой определяется по выражению:

$$B_{m.n} = B_{n.обв.} + \epsilon_{m.y} + B_{з.в.у}, \text{ м, (3)}$$

где: $B_{n.обв.}$ – габаритная ширина полосы движения груженого и порожнего автосамосвала, ($B_{n.обв.} = 17,35$ м);

$\epsilon_{m.y}$ – габарит между движением автосамосвала в грузовом направлении и нижней бровкой уступа развала горной массы по верхнему уступу, ($\epsilon_{m.y} = 3,50$ м);

$B_{з.в.у}$ – расстояние между габаритом полосы движения автосамосвала в грузовом и порожнем направлении и верхней бровкой верхнего подступа для установки его под погрузку горной массы, ($B_{з.в.у} = 9,15$ м).

Угол откоса участка рабочего борта карьера при такой технологической схеме обработки на один транспортный горизонт двух уступов составляет 35°20'.

Наличие на одном транспортном горизонте карьера нескольких узлов загрузки горной массы в кузов автосамосвала несколько усложняет схему движения автосамосвалов и требует смещения по длине фронта работ зон работы экскавационного оборудования на 76,0-79,0 м. Альтернативной является схема обработки на один транспортный горизонт карьера двух уступов с применением одного экскаватора RH-170 типа обратная лопата. Сущность такой технологической схемы производства работ заключается в следующем (рис. 1, а).

Гидравлический экскаватор, оснащённый удлиненным рабочим оборудованием, обеспечивает черпание горной массы ниже горизонта его установки на глубину до 14,8 м и выше на 21,0 м. С одной установки экскаватор обрабатывает верхний уступ высотой до 14,4 м и нижний – 14,8 м, т.е. общая высота обрабатываемой условной зоны карьера равна 29,2 м. Длина технологической площадки установки экскаватора составляет 22,6 м, ширина 11,2 м, что обеспечивает безопасную и эффективную его эксплуатацию. Значение ширины транспортно-технологической площадки составляет 30 м, угла откоса участка борта карьера 33°57'.

Дальнейшее совершенствование схем производства экскаваторно-транспортных работ направлено по пути обработки трёх и четырёх эксплуатационных уступов на один транспортный горизонт карьера.

Сущность технологической схемы обработки на один транспортный горизонт карьера трёх эксплуатационных уступов заключается в следующем (рис. 1, б). Схема предусматривает применение следующего экскавационного оборудования: на обработке верхнего уступа высотой 15,0 м – экскаватора RH-170, на обработке среднего и нижнего уступа – экскаватор RH-170 типа обратная лопата. Нижний уступ разделяется на два подступа – средней высоты 5,5-6,5 м (по параметрам разгрузки ковша в кузов

автосамосвала), нижний высотой 14,5-15,0 м, общая высота среднего и нижнего подступа составляет 20-21,5 м, высота обрабатываемой условной зоны карьера 35- 36,5 м. Транспортный горизонт условной рабочей зоны карьера оборудуется на отметке верхнего эксплуатационного горизонта. Значение ширины транспортно-технологической площадки увеличивается до 40,0-43,0 м.

Отработка на один транспортный горизонт карьера трёх эксплуатационных уступов требует частичного изменения традиционного комплекса буровзрывных работ. По верхнему уступу – по традиционной схеме, по среднему и нижнему уступу по его высоте 20,0-21,5 м.

Угол откоса рабочего борта карьера по высоте условной рабочей зоны карьера составляет $27^{\circ}46'$.

Сущность технологической схемы отработки на один транспортный горизонт карьера четырёх эксплуатационных уступов заключается в следующем (рис. 1, в). В пределах высоты условной рабочей зоны на один транспортный горизонт карьера предусматривается отработка четырёх эксплуатационных уступов. Введем обозначения этих уступов: верхний-1, верхний-2, средний и нижний. На отработке двух верхних уступов высотой по 15,0 м предусматривается применение экскаватора RH-170 типа прямая лопата. Последовательность отработки этих двух уступов заключается в следующем. На первом этапе экскаватор RH-170 обрабатывает заходку по длине фронта работ по высоте верхнего-2 уступа с погрузкой горной массы в автосамосвалы грузоподъемностью 132-176 т и после её отработки переходит на вышележащий горизонт карьера и обрабатывает экскаваторную заходку по длине фронта работ по высоте верхнего-1 уступа с переэкскавацией горной массы в зону предварительно отработанной заходки по высоте верхнего-2 уступа с последующей её отгрузкой этим же экскаватором в средства автомобильного транспорта. На отработке среднего и нижнего уступа предусматривается применение экскаватора RH-170 типа обратная лопата по схеме отработки на один транспортный горизонт карьера трёх эксплуатационных уступов.

Определено, что ширина технологической площадки по верхнему-1 уступу составляет 12,4 м, высота от-

сыпаемого объёма горной массы на 3,4-3,5 м превышает отметку горизонта технологической площадки верхнего-1 уступа. Общая высота условной зоны карьера, обрабатываемой на один транспортный горизонт карьера при этом увеличивается до 50,0-51,5 м, угол откоса участка рабочего борта карьера – до $29^{\circ}61'$.

Таким образом, рассмотрены принципиальные схемы отработки на один транспортный горизонт карьера от двух до четырёх эксплуатационных уступов, установлена взаимосвязь параметров экскаваторно-транспортного комплекса машин с параметрами горных работ.

Критерием оценки технологических схем отра-

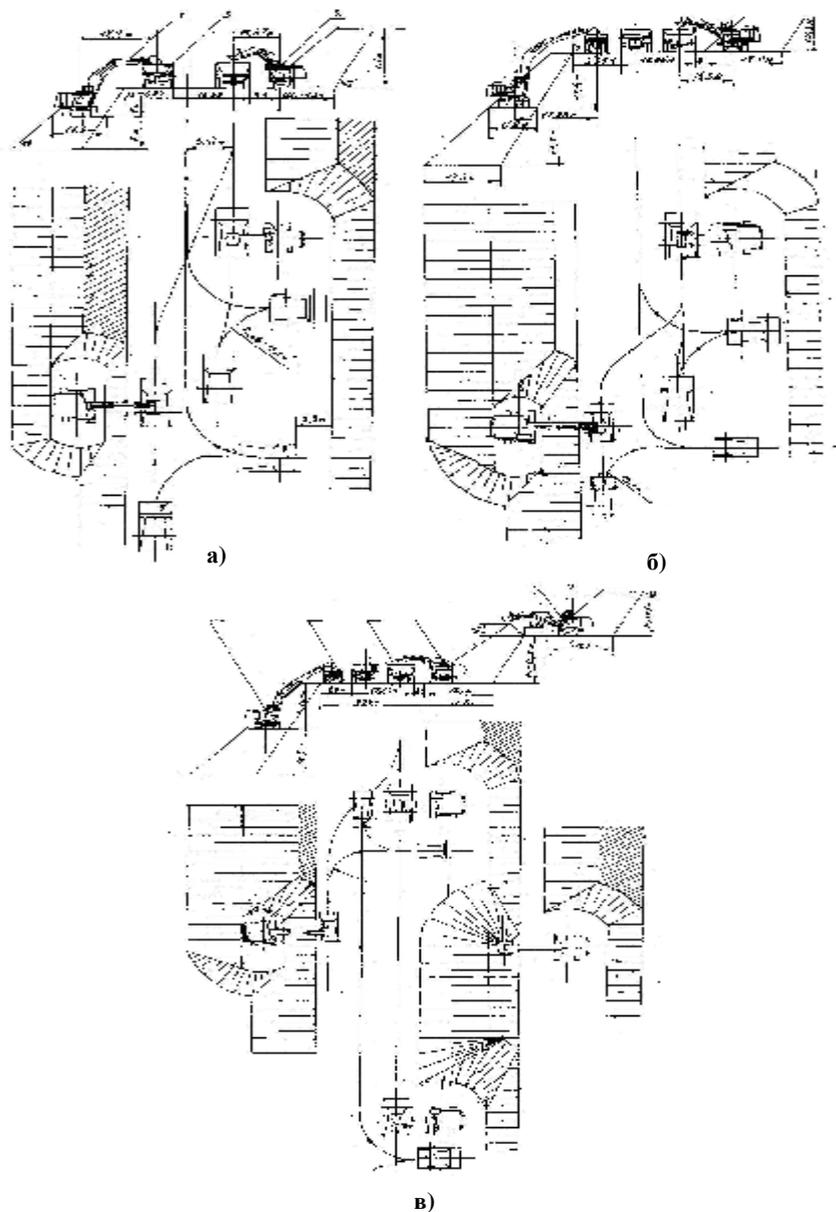


Рис. 1. Схемы отработки на один транспортный горизонт с применением гидравлических экскаваторов типа КН-170 и автосамосвалов-132-176 т: а) - двух уступов; б) - трёх уступов; в) - четырёх уступов

ботки на один транспортный горизонт карьера нескольких эксплуатационных уступов принята интенсивность грузопотока горной массы в условной рабочей зоне карьера.

В общем виде интенсивность грузопотока горной массы в i -той зоне карьера определяется по выражению:

$$H_{z,n} = \sum Q_{i,m} \left(L_{z,k} + \frac{H_{i,z} K_{p,m}}{i_{p,k}} \right), \text{ м}^3 \text{ км}, \quad (4),$$

где: $Q_{i,m}$ – интенсивность отработки экскаваторной заходки i -тому горизонту карьера, м^3 ;

$L_{z,k}$ – среднее расстояние транспортирования горной массы по i -тому горизонту карьера с учётом коэффициента развития трассы (1,03), км;

$H_{i,z}$ – высота подъёма горной массы автосамосвалами по борту карьера i -того горизонта до верхней отметки условной рабочей зоны, км;

$K_{p,m}$ – коэффициент развития трассы автомобильных дорог, ($K_{p,m} = 1,05$);

$i_{p,k}$ – средний уклон автомобильных съездов, ($i_{p,k} = 0,075$).

При обосновании интенсивности грузопотока горной массы в пределах условной зоны карьера в качестве исходных приняты данные: высота зоны карьера 210 м; интенсивность отработки экскаваторной заходки по длине фронта работ в пределах принятой зоны карьера 1520,0 тыс. м^3 .

Определено, что интенсивность грузопотока горной массы в пределах условной рабочей зоны карьера составляет: при отработке на один транспортный горизонт карьера двух эксплуатационных уступов - 2343,03 тыс. м^3 км; трёх – 2299,60 тыс. м^3 км; четырёх – 2586,15 тыс. м^3 км.

Приведенные данные показывают, что оптимальной является схема отработки на один транспортный горизонт карьера двух и трёх эксплуатационных уступов.

Оптимизация интенсивности грузопотока горной массы в пределах условной зоны карьера, обеспечивает снижение материальных затрат на транспортирование горной массы на 690-830 тыс. у.е. в год, что подчёркивает эффективность такого технологического решения.

Таким образом, обоснована эффективность внедрения в практику открытых горных работ на месторождениях со скальными породами схем отработки на один транспортный горизонт карьера от двух до трёх эксплуатационных уступов.

УДК 622.271 (012)

© Лашко В.Т., Коломников С.С., Наимова Р.Ш. 2007 г.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТСЫПКИ СКАЛЬНЫХ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ВО ВНЕШНИЕ ОТВАЛЫ

Лашко В.Т., старший научный сотрудник ИППЭ НАН Украины, канд. техн. наук; **Коломников С.С.**, начальник ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК; **Наимова Р.Ш.**, старший преподаватель Зарафшанского ОТФ НГИ, канд. техн. наук

Отработка месторождений полезных ископаемых, сложенных скальными рудами и породами при открытых горных работах, связана с выемкой значительных (от 40-45 до 65-70%) объёмов вмещающих скальных вскрышных пород, отсыпка которых производится во внешние отвалы.

Применяемый на карьере Мурунтау НГМК перегрузочно-транспортный комплекс оборудования в схеме циклично-поточной технологии горных работ обеспечивает одновременное транспортирование по высоте борта карьера полезного ископаемого и вмещающих скальных вскрышных и специальных пород. На транспортировании вскрышных пород во внешние отвалы задалживается система магистральных и отвальных ленточных конвейеров и мощный отвалообразователь ОШС-4000/125.

Принципиальная сущность технологической схемы производства работ по отсыпке внешнего отвала скальных вскрышных пород заключается в следующем. Отвалообразователь ОШС-4000/125, перемещаясь по длине отвального ленточного конвейера от его концевой к приводной станции, отсыпает отвальную заходку (шириной до 73,0 м) в нижний ярус отвала (высотой 55-75 м). В зоне приводной станции отвального ленточного конвейера отвалообразователь выполняет комплекс маневровых операций и переходит на противоположную сторону отвального ленточного конвейера и, перемещаясь по его длине от приводной к концевой станции, производит отсыпку горной массы в верхний ярус отвала (высотой 25-30 м). На этом, практически, завершается цикл отсыпки горной массы в

нижний и верхний ярусы отвала и выполняется комплекс работ по передвижке отвального ленточного конвейера на ширину отсыпанной отвальной заходки (рис. 1, а).

Объём работ по отсыпке горной массы в нижний и верхний ярусы отвала определяется по выражению:

$$V_{и,отс} = (H_{н.я} L_{отв.н} + H_{в.я} L_{отв.в}) \frac{Ш_{отв.з} K_{зах}}{K_{р.отв}}, \text{ м}^3, \quad (1)$$

где: $H_{н.я}, H_{в.я}$ – высота отсыпаемого яруса отвала, соответственно, в нижний (55-75 м) и верхний (25-30 м) его ярус;

$L_{отв.н}, L_{отв.в}$ – длина отвального фронта работ, соответственно, при отсыпке горной массы в нижний и верхний его ярус;

$Ш_{отв.з}$ – ширина отсыпаемой отвальной заходки в нижний и верхний ярус, ($Ш_{отв.з} = 73,0$ м);

$K_{зах}$ – коэффициент, учитывающий заполнение по площади отсыпаемой заходки, ($K_{зах} = 0,95$);

$K_{р.отв}$ – коэффициент разрыхления горной массы в отсыпаемом отвале, ($K_{р.отв} = 1,25$).

Значение объёма отсыпки вмещающих скальных вскрышных пород во внешний отвал составляет – в нижний его ярус 5858,7-7989,1 тыс. м³, в верхний его ярус 2260,8-2713,0 тыс. м³, общий за цикл производства отвальных работ 8119,5-10702,1 тыс. м³.

На время передвижки отвального ленточного конвейера отвал останавливается, что вносит аритмию в работу экскавационно-транспортного комплекса машин. Снижение числа передвижек отвального ленточного конвейера в течение года может быть обеспечено за счёт увеличения приёмной способности отсыпаемой отвальной заходки по нижнему и верхнему ярусу отвала. Это увеличение может быть достигнуто за счёт увеличения высоты отсыпаемого яруса отвала, увеличения длины отвального фронта работ и ширины отсыпаемой отвальной заходки. Применяемое технологическое оборудование обеспечивает предельную высоту отсыпаемого верхнего яруса отвала до 25-30 м; нижнего - ограничивается устойчивостью откоса яруса; ширина отсыпаемой отвальной заходки (73,0 м) является предельной.

Совершенствование технологической схемы производства отвальных работ может быть обеспечено за счёт внедрения вспомогательного технологического оборудования. Одной из таких схем является работа отвалообразователя в комплексе с экскаватором ЭКСГ-5Д. Применение вспомогательного экскавационного оборудования требует некоторого изменения технологической схемы производства отвальных работ, сущность которой заключается в следующем (рис. 1, б).

Отвалообразователь, перемещаясь по длине отвального ленточного конвейера от его приводной и

концевой станции, производит отсыпку горной массы в нижний ярус отвала с принятыми параметрами. При смещении отвалообразователя по длине отвального фронта работ на 100-120 м в процессе отсыпки отвала включается экскаватор ЭКСГ-5Д.

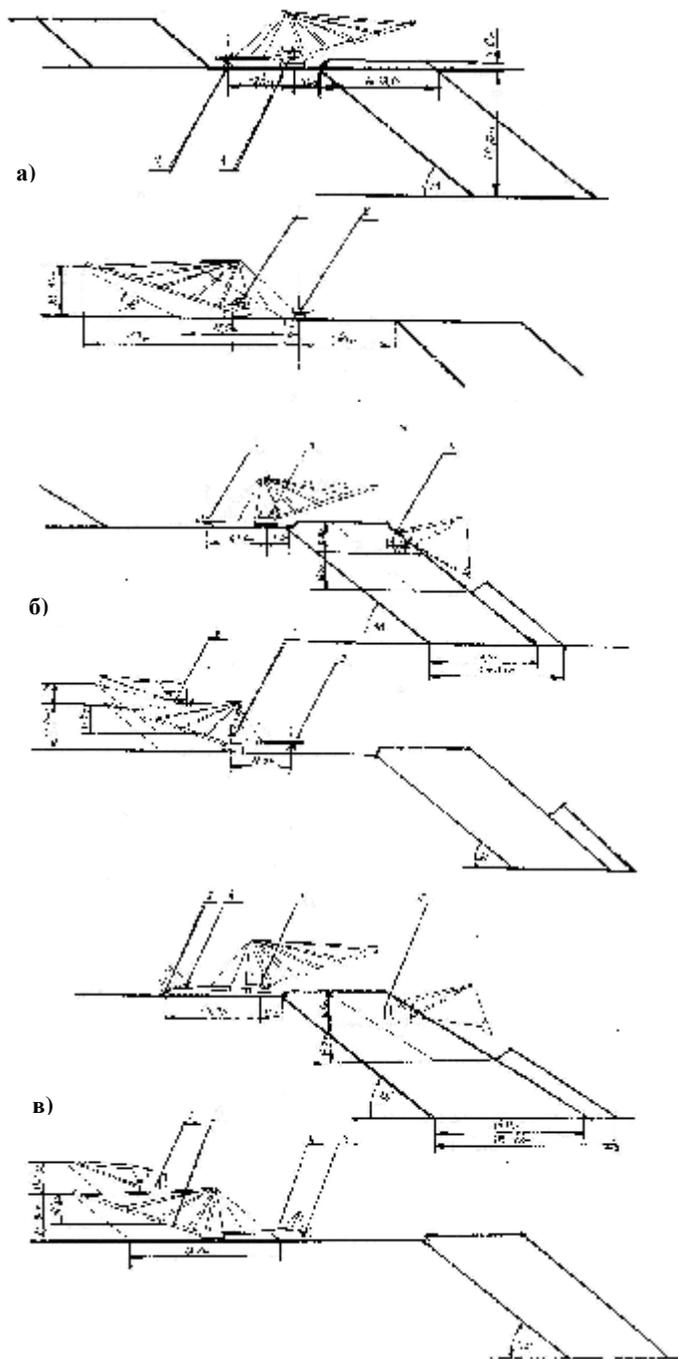


Рис. 1. Принципиальные технологические схемы отсыпки в отвал скальных вскрышных пород нижнего и верхнего ярусов с применением отвалообразователя ОШС-4000/125 (1), работающего в комплексе с отвальным ленточным конвейером (2), экскаватором ЭКСГ-5В (3), автостеллой с поворотной разгрузочной консолью (4): а) - традиционная на карьере Мурунтау; б) - отсыпка нижнего и верхнего ярусов отвала с использованием экскаватора-драглайна; в) - с использованием экскаватора-драглайна и автостеллы с поворотной разгрузочной консолью

Экскаватор с предварительно спланированной горизонтальной площадки нижним черпанием проводит технологический съезд под углом до 12° к горизонту на глубину до 12,0 м с переэкскавацией горной массы в сторону продвижения отвального фронта работ (длина проводимого съезда составляет 60 м). На нижней отметке подготовленного съезда экскаватор подготавливает горизонтальную площадку шириной 25-30 и длиной 40-45 м и, перемещаясь по длине отвального фронта работ вслед за отвалообразователем, производит отработку верхней части отсыпанной отвальной заходки на высоту до 28,5 м – верхним черпанием на 12,0 м и нижним на 16,5 м с переэкскавацией горной массы в сторону развития отвального фронта работ по максимальному радиусу разгрузки ковша – 32,0 м. После завершения работ по переэкскавации верхней части отсыпанной отвальной заходки экскаватор в зоне концевой станции отвального ленточного конвейера подготавливает аналогичный технологический съезд и переходит на отметку горизонта установки отвалообразователя.

Отвалообразователь, перемещаясь по длине отвального ленточного конвейера от его концевой станции к приводной станции, производит отсыпку горной массы в нижний ярус отвала, заполняя подготовленную ёмкость в процессе переэкскавации верхней части ранее отсыпанной заходки. В зоне приводной станции отвального ленточного конвейера отвалообразователь выполняет комплекс маневровых операций и, перемещаясь по длине отвального ленточного конвейера от его приводной к концевой станции, производит отсыпку отвальной заходки в верхний ярус отвала. Параметры технологической площадки, с которой экскаватор ЭКСГ-5Д выполняет переэкскавацию верхней части предварительно отсыпанной отвальной заходки, определяются, прежде всего, параметрами работы экскаватора. Так, ширина этой площадки, а, значит и ширина переэкскавируемой заходки, составляет 27,8-32,8 м, длина 50,5 м. Объём работ по переэкскавации верхней части отсыпанной отвальной заходки, а значит, и объём работ по заполнению подготовленного объёма, определяется по выражению

$$V_{\text{пер.отс}} = \frac{(H_{\text{в.ч}} + H_{\text{н.ч}})B_{\text{р.пл}}L_{\text{отв.в}}}{K_{\text{р.отс}}}, \text{ м}^3, \quad (2)$$

где: $H_{\text{в.ч}}, H_{\text{н.ч}}$ – параметры работы экскаватора, соответственно, верхним черпанием (12 м), нижним (16,5 м);

$B_{\text{р.пл}}$ – ширина технологической площадки установки экскаватора, ($B_{\text{р.пл}} = 27,8-32,8$ м).

Объём работ по переэкскавации верхней части предварительно отсыпанной отвальной заходки составляет 1223,3-1443,3 тыс. м^3 , т.е. применение такой технологической схемы производства работ по отсыпке отвальной заходки в нижний ярус отвала с применением отвалообразователя ОШС-

4000/125 и экскаватора ЭКСГ-5Д обеспечивает увеличение приёмной способности отсыпаемой отвальной заходки в нижний ярус отвала до 7082,0-9432,4 тыс. м^3 , т.е. в 1,21-1,18 раза по сравнению с базисной схемой производства отвальных работ.

Увеличение приёмной способности отсыпаемого яруса отвала может быть достигнуто за счёт увеличения его высоты. На выполнение этих работ в качестве основного предполагается применение отвалообразователя ОШС-4000/125 и в качестве вспомогательного – экскаватора ЭКСГ-5Д. Сущность технологической схемы производства отвальных работ, при этом, заключается в следующем. Отвалообразователь после выполнения маневровых операций в зоне приводной станции отвального ленточного конвейера, перемещаясь по его длине, выполняет отсыпку горной массы в верхний ярус отвала.

После перемещения отвалообразователя по длине отвального ленточного конвейера на 170-180 м в работу по отсыпке горной массы в верхний ярус отвала включается экскаватор ЭКСГ-5Д. Последовательность производства работ при этом, заключается в следующем (рис. 1, б).

В зоне приводной станции отвального ленточного конвейера экскаватор подготавливает технологический съезд на высоту отсыпанного верхнего яруса отвала под углом 12° к горизонту длиной 170-180 м и на верхней его отметке формирует технологическую площадку шириной 23-25 м и длиной 40-55 м. С подготовленной рабочей площадки экскаватор нижним черпанием на глубину до 16,5 м обрабатывает верхнюю часть отсыпанного яруса отвала с отсыпкой горной массы на высоту до 12,0-12,5 м по радиусу разгрузки ковша 37,0 м, т.е. обеспечивается увеличение высоты отсыпаемого верхнего яруса отвала до 37,0-42,5 м. Перемещаясь по длине отвального фронта работ вслед за отвалообразователем, экскаватор производит переэкскавацию верхней части отсыпанной отвальной заходки верхнего яруса отвала.

Отвалообразователь, завершив отсыпку основного объёма горной массы в верхний ярус отвала, перемещаясь по длине отвального ленточного конвейера от его концевой к приводной станции, производит отсыпку горной массы в верхний ярус отвала в подготовленную ёмкость в процессе переэкскавации его верхней части.

Эффективная работа экскаватора по переэкскавации верхней части предварительно отсыпанного верхнего яруса отвала обеспечивается при равенстве объёмов работ по отработке и отсыпке горной массы.

Взаимосвязью параметров экскавационного оборудования с параметрами отвальных работ установлено, что рациональной высотой обрабатываемого яруса отвала является 15,0-15,5 м, а ширина отсыпаемой отвальной заходки 15,5-16,0 м, при этом, объём работ на единице длины отвального фронта работ составляет 240,0 м^3 , общий объём ра-

бот по переэкскавации верхней части верхнего яруса отвала составляет 391,2 тыс. м³, т.е. переэкскавация верхней части яруса отвала и увеличение его высоты до 37,0-42,5 м, обеспечивает увеличение приёмной способности верхнего яруса отвала до 2652,0-3104,2 тыс. м³, т.е. в 1,14-1,17 раза по сравнению с базисной технологической схемой производства работ.

Увеличение приёмной способности отсыпаемой отвальной заходки в нижний и верхний ярусы отвала позволяет увеличить шаг передвижки отвального ленточного конвейера до 86-88 м, а, значит, уменьшить их количество в течение года, что обеспечивает увеличение эксплуатационной производительности транспортно-отвального комплекса машин и стабилизацию работы экскавационно-транспортного комплекса машин. Внедрение такой схемы производства работ по отсыпке внешнего отвала вмещающих скальных вскрышных пород связано с приобретением экскаватора ЭКСГ-5Д.

Связующим технологическим звеном между отвальным ленточным конвейером и отвалообразователем является автостелла, под разгрузочный барабан которой заводится приёмное устройство ленточного конвейера отвалообразователя, т.е. последний жестко привязан к отвальному ленточному конвейеру, что несколько усложняет выполнение маневровых операций отвалообразователем по длине отвального фронта работ.

Для увеличения ширины отвальной заходки разработана технологическая схема отсыпки отвала с использованием автостеллы с разгрузочной консолью. Так, Мариупольским заводом тяжёлого машиностроения разработана автостелла, оборудованная поворотной (на 180°) разгрузочной консолью длиной 12-15 м. Оснащение эксплуатируемой автостеллы такой разгрузочной консолью обеспечивает, прежде всего, независимую работу транспортно-отвального комплекса машин и упрощение выполнения манев-

ровых операций отвалообразователем по длине отвального ленточного конвейера, т.е. отвалообразователь можно сместить относительно отвального ленточного конвейера на 10-15 м и на эту величину увеличивается ширина отсыпаемой отвальной заходки в нижний и верхний ярусы отвала (рис. 1, в).

Увеличение ширины отсыпаемой отвальной заходки в среднем на 12 м обеспечивает дальнейшее увеличение приёмной способности отвальной заходки – по нижнему ярусу отвала до 7924,7-10851,5 тыс. м³, т.е. в 1,35-1,36 раза по сравнению с базисной схемой производства отвальных работ; в верхний ярус отвала до 3809,3-4546,5 тыс. м³, т.е. в 1,67-1,68 раза выше по сравнению с базисной схемой выполнения отвальных работ. Применение в зоне подачи горной массы на приёмную часть ленточного конвейера отвалообразователя автостеллы с поворотной разгрузочной консолью, предполагает дальнейшее развитие работы по отсыпке отвальной заходки с применением в качестве вспомогательного технологического оборудования экскаватора ЭКСГ-5Д.

Внедрение такой технологической схемы производства отвальных работ обеспечивает увеличение шага передвижки отвального ленточного конвейера до 80-99 м.

Таким образом, рассмотрено несколько принципиальных технологических схем совершенствования отсыпки внешнего отвала скальных вскрышных пород с применением в качестве основного оборудования отвалообразователя ОПС-4000/125 и вспомогательного экскаватора ЭКСГ-5Д и автостеллы с поворотной разгрузочной консолью. Обоснованы основные параметры отвальных работ и их взаимосвязь с параметрами транспортно-отвального комплекса машин; приёмная способность отсыпаемой отвальной заходки в нижний и верхний ярус отвала и шаг передвижки отвального ленточного конвейера для конкретных технологических условий – карьера Мурнтау НГМК.

УДК 54.06.543

© Петухов О.Ф., Саттаров Г.С., Музафаров А.М. 2007 г.

МИКРОВОЛНОВОЕ РАЗЛОЖЕНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОДУКТОВ

Петухов О.Ф., главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Саттаров Г.С., начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; Музафаров А.М., начальник бюро ЦНИЛ НГМК

Основным методом определения золота в рудах, технологических продуктах и хвостах является пробирный метод [1]. При высокой точности и надёжности этот метод дорог и длителен по времени.

Использование для определения золота методов атомной абсорбции и индукционно-связанной плазмы предполагает пробоподготовку – предварительное кислотное разложение пробы. Однако, раз-

Таблица 1

Рекомендуемые смеси для разложения золотосодержащих проб

Состав смеси для разложения	Литература
Смесь HNO ₃ и HCl в соотношении 3:1 («обратная царская водка»)	[4]
Смесь HNO ₃ и HCl в соотношении 1:3 («царская водка»)	[4, 5]
Смесь HNO ₃ и HCl в соотношении 1:3 («царская водка») с добавкой HF (0,5мл на 10мл смеси)	[2, 4, 5]
Смесь HNO ₃ и HCl с добавкой HF (2,5мл на 4мл смеси)	[4, 5]
Смесь HNO ₃ и HCl с добавкой HF (2,5мл на 4мл смеси) и H ₂ SO ₄ (2мл на 4 мл смеси)	[4, 5]

ложение пробы на электрической плитке делает выполнение анализа по времени, сопоставимым с пробирным методом.

Микроволновое разложение проб делает результаты пробоподготовки более быстрыми, надёжными и точными по следующим причинам [2]: резко

развивающихся внутри автоклавов; использование автоклавов позволяет устранить неконтролируемые потери следов элементов в виде летучих молекулярных соединений; снижается поправка контрольного опыта по сравнению с методиками разложения в открытых системах из-за уменьшения загрязнения из атмосферы лаборатории и использования меньших количеств реагентов.

В данной работе представлены данные по микроволновому разложению следующих золотосодержащих технологических продуктов: флотоконцентратов, черновых гравиионоконцентратов, магнитной фракции (железного скрапа) и кеков серноокислотного разложения магнитной фракции [3-5]. Все перечисленные технологические продукты содержат более 10 г/т золота.

Исследования проводили с использованием системы микроволнового разложения проб OI Analytical Model 7295 (950W/220V/50/60Hz) с коррозионноустойчивым внутренним покрытием и укомплектованной жаропрочным ротором высокого давления. На вращающейся платформе устанавливается 9 автоклавов (сосудов высокого давления) объёмом 85 мл, выдерживающих давление до 40 атм. (4,0 МПа) и температуру до 200⁰С. Программное обеспечение WinWave позволяет задавать время разложения, мощность (% от 950 Вт), и давление.

Изучение литературных источников (табл. 1) и проведение предварительных исследований позволило выбрать следующий химический состав для разложения проб: смесь HNO₃ и HCl в соотношении 1:3 («царская водка») с добавкой HF (0,5 мл на 10 мл смеси).

Пробу измельчали до класса -0,074 мм, с помощью усреднителя и делителя проб готовили 8 параллельных навесок. Навески пробы (1,000-2,000 г) помещали в реакционные ёмкости - восемь автоклавов. К каждой навеске добавляли 20 мл смеси для разложения, следя за тем, чтобы образующаяся пена не выливалась из автоклава. Автоклавы оставляли стоять от-

Таблица 2

Результаты по определению золота в кеках серноокислотного разложения магнитной фракции

Режим разложения	Содержание золота в параллельных пробах, г/т					Среднее значение, г/т	Содержание по данным пробирного анализа, г/т
	1	2	3	4	5		
W=570 Вт P=6,8 атм τ = 9 мин	180,7	182,3	182,6	181,5	180,6	181,5 ± 0,8	181,8
W= 570 Вт P=10,0 атм τ = 5 мин	219,8	219,0	221,3	220,0	219,5	219,9 ± 0,8	219,3
W=950 Вт P=6,8 атм τ =6 мин	190,1	192,8	191,1	191,3	192,5	191,6 ± 1,0	191,1
W=950 Вт P=10 атм τ = 3 мин	201,2	201,9	202,8	201,7	202,2	201,9 ± 0,6	202,4

Таблица 3

Результаты по определению золота во флотоконцентратах

№ пробы	Режим разложения	Содержание золота в параллельных пробах, г/т					Среднее значение, г/т	Содержание по данным пробирного анализа, г/т
		1	2	3	4	5		
1	W=570 Вт P=6,8 атм τ = 9 мин	22,50	22,38	22,46	22,35	22,30	22,40 ± 0,06	22,38
2	W= 570 Вт P=10,0 атм τ = 5 мин	19,80	19,75	19,85	19,60	19,70	19,74 ± 0,08	19,68
3	W=950 Вт P=6,8 атм τ =6 мин	20,15	20,20	20,00	20,42	20,35	20,22 ± 0,14	20,00
4	W=950 Вт P=10 атм τ = 3 мин	21,75	21,40	21,95	21,25	21,44	21,55 ± 0,2	21,40

возрастает скорость реакций разложения, что является следствием высоких температур и давлений,

крытыми в вытяжном шкафу до прекращения протекания бурной реакции. Затем реакционные со-

суды закрывали крышками в соответствии с инструкцией к микроволновой системе. В контрольный (девятый) автоклав помещали датчик давления. По окончании разложения систему охлаждали до температуры 40-45⁰С и открывали крышки. Для повышения представительности, полученные восемь суспензий объединяли. Объединённую суспензию фильтровали, золото в жидкой фазе анализировали с помощью атомно-абсорбционного спектрофотометра «Спектр-5-3». Неразложившиеся осадки тщательно отмывали водой до нейтральной реакции в фильтрах, и, при необходимости, анализировали на остаточное содержание золота пробирным методом. Пробирный анализ проводили с применением плавильных печей «Carbolite» модели SCF-8 и купеляционных печей «Carbolite» модели CF-24.

В табл. 2 приведены данные по определению золота в кеках сернокислотного разложения магнитной фракции (железного скрапа) с предварительным микроволновым разложением проб и последующей атомной абсорбцией в сравнении с результатами пробирного анализа. Как видно из данных табл. 2 полученные результаты по определению золота в кеках сернокислотного разложения магнитной фракции с предварительным микроволновым разложением проб, хорошо согласуются с результатами пробирного анализа.

Пробирный анализ осадков, полученных в результате микроволнового разложения проб, показал отсутствие в них золота, что является дополнительным доказательством полноты перевода золота в раствор при микроволновом разложении данного типа технологических проб. Что же касается режима разложения, то здесь необходимо учитывать конкретные обстоятельства. Например, если аналитик лимитирован временем анализа, то можно рекомендовать применять мощность 950 Вт и давление 10,0 атм. В табл. 3 приведены данные по определению золота во флотоконcentратах с предварительным микроволновым разложением проб и последующей атомной абсорбцией в сравнении с ре-

Таблица 4

Результаты по определению золота в черновых гравиконоцентратах

№ пробы	Режим разложения	Содержание золота в параллельных пробах, г/г					Среднее значение, г/г	Содержание по данным пробирного анализа, г/г
		1	2	3	4	5		
1	W=570 Вт P=6,8 атм τ = 9 мин	455,8	456,3	457,2	455,0	456,4	456,1 ± 0,7	455,8
2	W= 570 Вт P=10,0 атм τ = 5 мин	785,4	780,6	782,4	788,2	782,6	783,8 ± 2,6	784,4
3	W=950 Вт P=6,8 атм τ =6 мин	1290,5	1288,2	1296,4	1282,8	1294,5	1290,5 ± 4,8	1291,0
4	W=950 Вт P=10 атм τ = 3 мин	618,7	619,5	617,9	618,4	619,2	618,4 ± 0,6	618,7

зультатами пробирного анализа.

Как видно из табл. 3, полученные результаты по определению золота во флотоконcentратах с предварительным микроволновым разложением проб, хорошо согласуются с результатами пробирного анализа. Пробирный анализ осадков, полученных в результате микроволнового разложения проб, показал отсутствие в них золота, что является дополнительным доказательством полноты перевода золота в раствор при микроволновом разложении данного типа технологических проб.

В табл. 4 приведены данные по определению золота в черновых гравиконоцентратах с предварительным микроволновым разложением проб и последующей атомной абсорбцией в сравнении с результатами пробирного анализа. Как видно из данных табл. 4, полученные результаты по определению золота в черновых гравиконоцентратах с предварительным микроволновым разложением проб хорошо согласуются с результатами пробирного анализа. Пробирный анализ осадков, полученных в результате микроволнового разложения проб показал отсутствие в них золота, что является дополнительным доказательством полноты перевода золота в раствор при микроволновом разложении данного типа технологических проб.

Проведённые исследования по микроволновому разложению золотосодержащих технологических продуктов: кеков сернокислотного разложения магнитной фракции, флотоконcentратов и черновых гравиконоцентратов и последующему определению золота методом атомной абсорбции показали хорошую сходимость результатов с пробирным методом анализа. Расчёты показывают, что время анализа золота при этом сокращается в несколько раз.

Список литературы

1. Барышников И.Ф. *Пробоотбирание и анализ благородных металлов.* - М.: *Металлургия*, 1978.
2. Джесси Л.Б., Кингстон Г.М., Низ Э.Д. и др. *Пробоподготовка в микроволновых печах: теория и практика.* - М.: *Мир*, 1991.
3. Михин О.А., Петухов О.Ф., Лильбок Л.А., Черненко В.А. и др. *Разработка и освоение технологии комплексной переработки магнитной фракции // Горный вестник Узбекистана.*-2002, №3.
4. Бок Р. *Методы разложения в аналитической химии.* - М.: *Химия*, 1984.
5. Бусев А.И., Иванов В.М. *Аналитическая химия золота.* - М.: *Наука*, 1973

СЕЛЕКТИВНО-ВАЛОВАЯ ОТРАБОТКА СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ РУДНЫХ ЗОН

Беленко А.П., главный геолог Центрального рудоуправления НГМК, **Снитка Н.П.**, начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК; **Бычков В.Н.**, главный геолог рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

В связи с устойчивым ростом цены на золото в последние годы произошла переориентация недропользователей на повышение использования геологических ресурсов месторождения, управление качеством рудного потока с сокращением потерь полезного ископаемого в недрах и вовлечение в переработку руды с содержанием полезного компонента несколько меньше установленного бортового содержания.

Рудник Мурунтау увеличил поставку золотосодержащей руды на ГМЗ-2, при этом годовой объем переработки достиг 29,73 млн. т и увеличился за последний год на 2, 5%. Такие большие объемы переработки руды позволили несколько снизить содержание металла в отгружаемой руде и ввести в структуру отгрузки забалансовые руды и даже минерализованную горную массу (спецпорода) (рис. 1).

Неуклонное снижение содержания в перерабатываемой руде является предпосылкой к переходу на селективно-валовую отработку рудных тел, уменьшения бортового содержания, что в значительной мере уменьшает влияние величины потерь и разубоживания на качественные характеристики добываемой руды. В частности, при бортовом содержании 1,0 г/т содержание в прихватываемой забалансовой руде находится в пределах 0,7±0,9 г/т. Упрощенная отработка рудных зон основана на уменьшении степени селекции рудной массы в процессе выемки, складирования и транспортировки, что подразумевает переход от селективного к преимущественно валовому способу добычи. При этом возрастает роль управления качеством рудопотока, где решаются задачи выбора оптимальных гранич-

ных содержаний в добываемых рудах, определения оптимального уровня потерь и разубоживания руды, выбора направлений развития горных работ, обеспечивающих добычу руды, с заданным уровнем качества и стабилизации качества руды или ее усреднение. Управление качеством валового рудного потока и выдерживание необходимого содержания в отгружаемой руде при переходе с селективной на валовую отработку рудных зон может быть реализовано изменением количества рудных забоев, выбором типа и производительности горного оборудования, а также созданием подшихтовочных складов. Добычные блоки по стратегии отработки и качеству сырья можно разделить на две группы. К первой группе (валовой) относятся блоки с низким и средним содержанием, из которых формируется «основной фронт добычи». Во вторую группу входят блоки (селективная отработка) с более высоким содержанием, из которых формируется «стабилизирующий фронт добычи». Для условий карьера Мурунтау к таким блокам относятся добычные участки объемом 90-120 тыс. т.

Горные работы в блоках «основного фронта добычи», поставляющих основную долю руды, требуют обеспечения только суммарной производительности, поэтому конкретные сроки отработки имеют принципиальное значение только для соблюдения баланса добычных и вскрышных работ. Колебания качества, которые при этом могут возникнуть, погашаются за счет блоков «стабилизирующего фронта добычи». Проблема подтверждения качества руды, возникающая при изменении горно-геологических условий, остается только для блоков «стабилизирующего фронта добычи». Если в процессе подготовки окажется, что в некотором блоке «стабилизирующего фронта добычи» качество руды ниже требуемого, такой блок переводится в «основной фронт добычи» и вместо него необходимо ввести другой с более высоким содержанием металла. В такой ситуации необходимо для сохранения интенсивности горных работ резервирование избыточной руды с повышенным содержанием металла на подшихтовочных складах при превышении доли блоков второй группы, и ее использование для стабилизации качества рудного потока при превышении

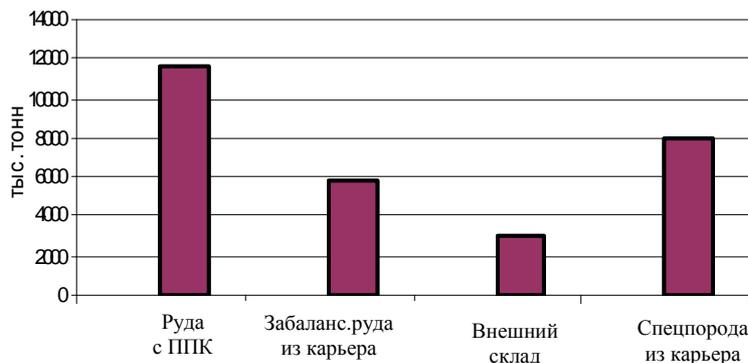


Рис. 1. Структура руд, отгружаемых на ГМЗ-2

доли блоков первой группы. При нехватке объемов руды в блоках первой группы увеличивается интенсивность горных работ по отгрузке бедных руд с внешних складов, их доля в структуре общей отгрузки может возрасти до 30%.

В пользу валовой отработки говорит распределение золоторудной минерализации в недрах. Так по второй рудной залежи оно характеризуется наличием многочисленных включений пустых пород (рис. 2).

Для вовлечения «пустого» пятна в валовую отработку необходимо, чтобы выполнялись некоторые условия - площадь «пустого» пятна не должна превышать 300 м² при высоте уступа 15 м, относительно сложная форма контура «пустого» пятна, ширина вскрываемого участка «пустого» пятна не должна превышать 30% минимальной ширины рабочей площадки, т.е. низкое содержание металла в «пустом» пятне должно компенсироваться возможными потерями металла в руде при селективной отработке этого пятна. А селективный способ ведения добычных работ сохраняется для особо богатой части балансовой руды (3-5% запасов) и краевых частей рудных залежей (8-12% запасов).

Чтобы получить показатели и условия, говорящие о необходимости вовлечения «пустого» пятна в валовую или селективную отработку на карьере Мурунтау был проведен анализ взаимосвязи характеристик «пустых» пятен по добычным горизонтам +195 м и +225 м первой и второй рудной залежи, общим объемом 126,0 тыс. т и площадью 2603 м². Рассматривались «пустые» пятна, площадь которых не превышала 350 м² и они находились внутри сортов 1,0 и 1,5 г/т. По результатам выполненных работ была составлена номограмма, помогающая определить способ отработки «пустого» пятна (рис. 3).

Например, если мы имеем в «пустом» пятне 11 кг металла, то для включения это пятна в валовую отработку должны соблюдаться условия:

- площадь этого «пустого» пятна должна быть меньше 240 м²;
- потери, возникающие при отработке этого «пустого» пятна должны быть больше 9 кг. И, соответственно, если площадь «пустого» пятна больше 240 м² и потери, возникающие при отработке «пустого» пятна меньше 9 кг, можно отрабо-

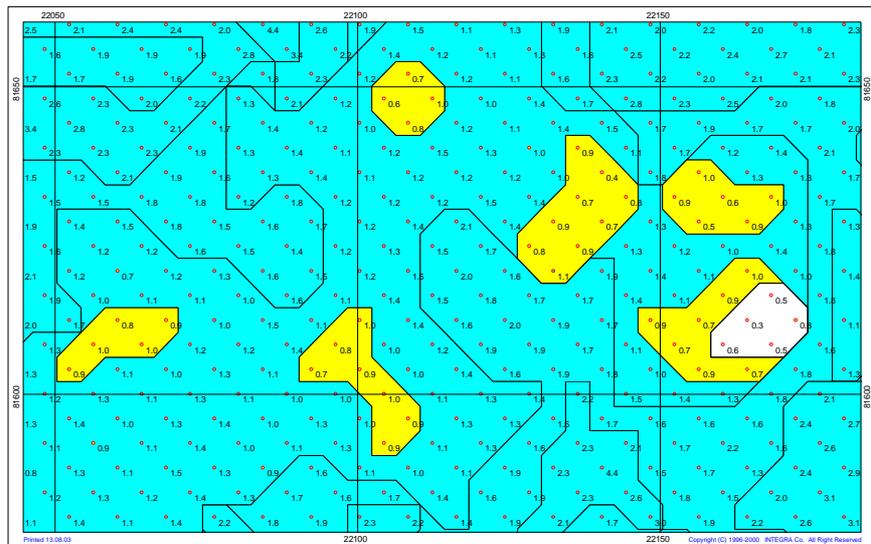


Рис. 2. Характер золоторудного распределения второй рудной залежи

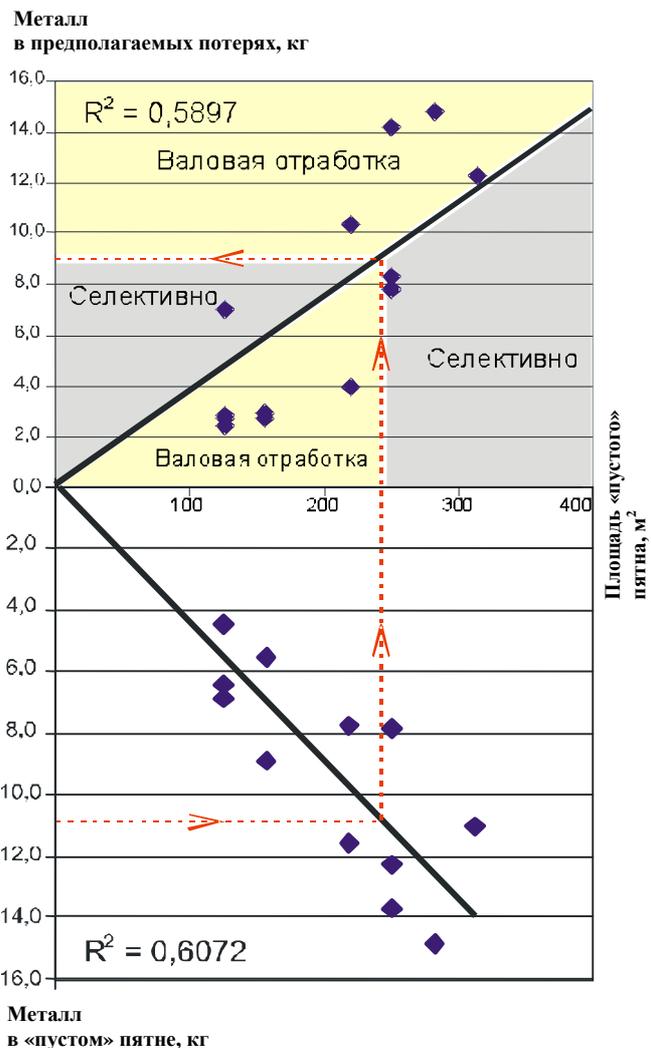


Рис. 3. Соотношение предполагаемых потерь металла, площади «пустого» пятна и количества металла в нем

тывать пятно селективно.

Таким образом, уже при подготовке к отработке очистного блока, имея необходимую информацию о структуре его запасов, в том числе и по «пустым» пятнам (площадь пятна, объем руды и количество металла в нем, а также предполагаемые потери руды и металла, возникающие при селективной отработке «пустого» пятна) можно решить вопрос о включении «пустого» пятна в валовую или селективную отработку.

Проведенные на карьере Мурунтау опытные работы по селективно-валовой отработке участков рудных зон с неравномерным распределением зо-

лота позволили сократить потери руды и увеличить выход товарной руды.

В условиях карьера Мурунтау такой метод имеет ряд особенностей, связанных с тем, что при наличии зон интенсивного ведения горных работ в плановых направлениях, может оказаться не оптимальное количество блоков первой или второй группы. В этом случае срок их отработки не может быть изменен по условиям темпа понижения и подвигания фронта горных работ всей зоны. В такой ситуации необходимо для сохранения интенсивности горных работ резервирование избыточной руды.

Список литературы:

1. Шеметов П.П. «Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений». Ташкент: ФАН, 1999 г. – 124 с.

УДК 622

© Наимова Р.Ш. 2007 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДЕФОРМАЦИЙ АВТОМОБИЛЬНЫХ ОТВАЛОВ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Наимова Р.Ш., старший преподаватель Зарафшанского ОТФ НГИИ, канд. техн. наук

При определении параметров деформаций автомобильных отвалов с переменной несущей способностью основания следует подходить, в первую очередь, с точки зрения обеспечения безопасности ведения работ, что имеет особое значение при автомобильном транспорте, когда автосамосвал разгружается на откос отвала.

Анализ происшедших деформаций отвалов показал, что их основной причиной является несоот-

ветствие высоты отвала несущей способности основания. Изучение инженерно-геологических условий размещения отвалов карьера Мурунтау позволило выделить характерные типы пород, слагающих основание отвалов, которым соответствуют три характерных типа контактов (слабый, ослабленный, сильный). Для этих условий определен диапазон изменения устойчивых параметров отвалов (рис. 1).

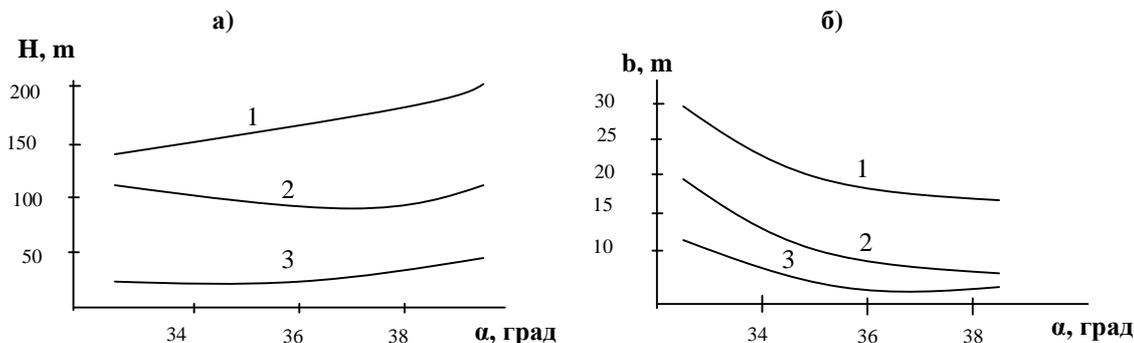


Рис. 1. Зависимость предельной высоты отвала а) и ширины призмы обрушения б) от угла откоса пород в отвале при сильном 1 ($c=0,124$ МПа, $\varphi=21^\circ$), ослабленном 2 ($c=0,047$ МПа, $\varphi=26^\circ$) и слабом 3 ($c=0,021$ МПа, $\varphi=27^\circ$) основаниях

Анализ полученных результатов показал, что предельная высота отвала, отсыпаемого на устойчивом основании, в 1,5-2,0 раза выше, чем отвала на слабом основании и при угле откоса 35-36° может достигать 140-200 м. При этом высота устойчивого отвала может быть увеличена на 15-30% по сравнению со свежееотсыпанными отвалами. В то же время опыт проектирования свидетельствует о том, что к реализации принимается худший вариант, гарантирующий безопасность работ. В частности, в условиях карьера Мурунтау при отсыпке отвалов на устойчивом основании возможная высота отвала в проекте – всего 60 м.

Такое решение, ориентированное на худший вариант, приводит к недоиспользованию потенциальной вместимости отвала и снижает эффективность отвалообразования.

В реальных условиях карьера Мурунтау территория размещения отвалов характеризуется неравномерностью физико-механических параметров пород слагающих основание отвалов. Положение осложняется тем, что часто наличие ослабленных участков выявляется уже в процессе формирования отвала.

Детальное изучение особенностей протекания и параметров деформаций в реальных условиях предопределило необходимость разработки технологических схем, обеспечивающих безопасность работ на слабых участках основания при максимальной возможной высоте отвала, определенной для устойчивого основания [1].

Исследованиями взаимосвязей параметров деформации с параметрами отвалов установлено, что развитие деформации проявляется в образовании трещин отрыва. Для этого изучены характер и форма трещин в зоне деформации отвала. Эти трещины представляют собой линию, состоящую из одного или нескольких дугообразных отрезков (рис. 2). Одновременно установлено, что трещина отрыва сопровождается образованием оперяющихся трещин, также имеющих дугообразную форму.

Обработка фактических параметров деформаций отвала позволила получить графическую интерпретацию взаимосвязей параметров деформации - зоны захвата оползня, площади деформации, длины трещины отрыва с радиусом отвала в плане [2]. При этом было установлено, что такие параметры деформации, как

величина зоны захвата и площадь деформации по отношению к длине трещины отрыва находятся в обратной степенной зависимости с радиусом отвала в плане, а полученные при этом зависимости использованы для методики прогнозирования параметров деформаций высоких одноярусных отвалов с выпуклым фронтом перемещения работ.

В то же время было установлено, что для отвалов с выпуклым фронтом отвалообразования параметры деформаций существенно отличаются от параметров деформаций отвала прямолинейной формы. Такие различия могут быть объяснены влиянием на параметры деформации кривизны отвала.

Таким образом, разработанный метод позволяет определить прогнозные значения зоны захвата оползня на криволинейных отвалах [2]. Взаимосвязь кривизны трещины отрыва и зоны захвата оползня с формой отсыпаемого отвала положена в основу управления устойчивостью системы «отвал-основание» при автомобильном транспорте.

Для этого понижение высоты отвала, как способ предотвращения деформации, было заменено изменением формы отвала в плане с выпуклой на вогнутую с радиусом, равным радиусу трещины отрыва на поверхности отвала [1]. При такой форме отвала развитие деформаций практически исключается, что позволяет отсыпать отвалы на основании с пониженной несущей способностью без уменьшения их высоты.

Физический смысл такого решения заключается в том, что по мере изменения формы отвала с выпуклой на вогнутую происходит уменьшение зоны захвата. При достижении вогнутым отвалом радиуса, равного радиусу трещины отрыва, зона захвата отсутствует, поэтому деформация такого отвала исключена.

Способ проверен на ослабленном участке осно-

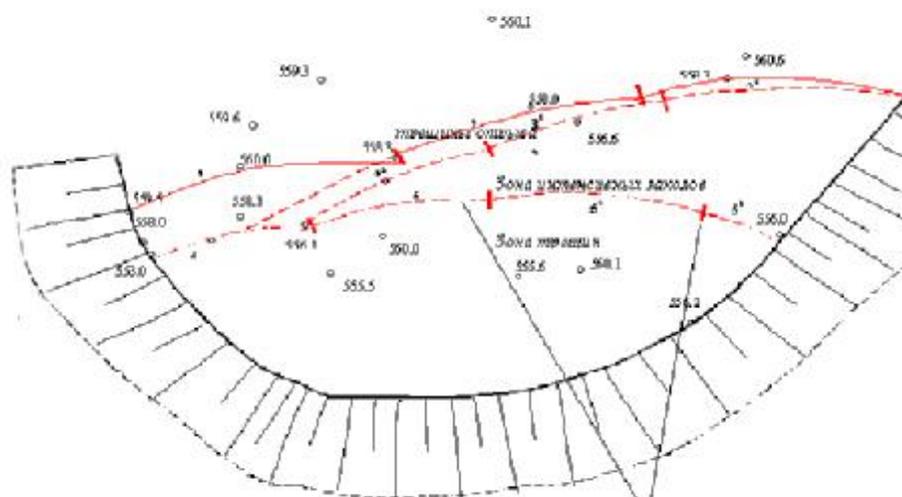


Рис. 2. Схема деформаций отвала

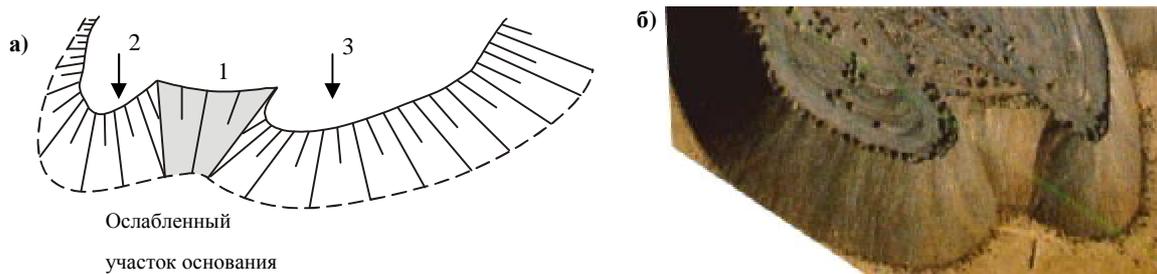


Рис. 3. Пример практической реализации способа формирования отвала без понижения его высоты на ослабленном участке: а) схема формирования отвала при замедлении и увеличении темпов работ; б) общий вид отвала на слабом участке основания

вания отвала в карьере Мурунтау (рис. 3), где ширина ослабленного участка составляла 110 м, а объем отсыпанных пород – 340 тыс. т/м³. Вогнутый профиль отвала формируется путем замедления интенсивности отсыпки пород на участке ослаблен-

ного основания при одновременном ее увеличении на смежных участках. Таким образом, разработанный способ отвалообразования обеспечивает безопасные условия работы автосамосвалов на участках с пониженной несущей способностью основания.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Формирование высоких отвалов на основаниях с ослабленными участками. Горный журнал. Специальный выпуск. 2002 г.
2. Наимова Р.Ш. Методика прогнозирования параметров деформаций высоких одноярусных отвалов с выпуклым фронтом перемещения работ. Горный вестник Узбекистана № 1 2005 г.

NALCO

Кто мы?

За прошедшее столетие компания Налко (см. стр. 2 обложки) из предприятия, занимавшегося первоначально только обработкой воды, превратилась в мирового лидера в области производства реагентов и технологий для обработки воды и процессов. У компании есть несколько вариантов названия, но наши клиенты, обращаясь к нам, называют нас просто «Налко».

Что мы делаем?

Компания Налко сотрудничает с более чем 60 000 заказчиков в 130 странах на шести континентах. Мы решаем проблемы, связанные с обработкой воды и процессов на промышленных предприятиях, в городских учреждениях и предприятиях городского хозяйства.

Мы достигаем этого, разрабатывая и внедряя комплексные решения, повышающие качество конечного продукта наших клиентов и положительно влияющие на производственные процессы. Наши решения увеличивают надежность оборудования, снижают производственные затраты, повышают эффективность управления и производства, а также сводят к минимуму угрозу для окружающей среды, здоровья и безопасности.

Отрасли, которые мы обслуживаем, включают пищевую, электронную, автомобильную, горнодобывающую и перерабатывающую, целлюлозно-бумажную, химическую, нефтяную и нефтеперерабатывающую, металлургическую и энергетическую промышленность, легкое и среднее машиностроение, промышленное строительство, здравоохранение, социальное обслуживание, городское хозяйство и образование.

Вот уже более 75 лет компания Налко удерживает первенство в области разработки уникальных методов обработки воды. Ниже перечислены лишь некоторые из наших достижений.

Обработка котловой воды

Деятельность компании Налко началась с обслуживания котлов. Коррозия, отложения и микробиологическое загрязнение – самые обычные проблемы, на решения которых направлены программы обработки котловой воды. Мы помогли нашим клиентам справиться с этими проблемами, предоставив им комплексные химические программы, оптимизацию процессов водоподготовки и модернизации механического оборудования.

Наша технология TRASAR признана инновационной программой обработки воды, успешно ре-

шающей и предотвращающей эксплуатационные проблемы. Технология TRASAR продолжает развиваться и сегодня применяется во многих программах обработки воды, таких как NexGuard. NexGuard сочетает самые последние достижения в области внутри котловой химической обработки с технологией TRASAR и современным диагностическим контрольным, дозирующим и управляющим оборудованием. Другие применения TRASAR включают методику Индикации Утечек из Котла, позволяющую определить потери котловой воды в работающих котлах.

Мы также разрабатываем программы обработки конденсата, направленные на предупреждения коррозии, перегрева и разрушения котлов. Два примера таких программ – Nalco ACT и Tri-ACT. Компания Налко была награждена премией «Research and development 100» («100 лучших исследований и разработок») за программу Nalco ACT, вызвавшую переворот в области пищевых бойлеров. Tri-ACT – серия ингибиторов коррозии, включает нейтрализаторы, пленко-образователи и поглотители кислорода, которые обеспечивают равномерную защиту системы конденсата.

Обработка охлаждающей воды

Наши программы обработки охлаждающей воды предназначены для устранения главных проблем, связанных с водяными охлаждающими системами (таких, как коррозия, образование накипи, микробиологическое отложение и загрязнение) в открытых циркуляционных, в прямоточных и в закрытых системах.

В области водяного охлаждения технология TRASAR недавно совершила «качественный прорыв». Мы предложили программу «3D TRASAR» для систем водяного охлаждения. 3D TRASAR – самая функциональная на сегодняшнем рынке система постоянно действующей, дистанционно управляемой обработки и контроля параметров охлаждающей воды. 3D TRASAR уникальна тем, что не только обнаруживает неполадки в вашей системе, но и сообщает о состоянии системы, а также принимает меры к устранению неисправностей.

Наша признанная технология STA-BR-EX – это первый в мире стабильный антисептик на основе жидкого брома, предназначенный для сдерживания роста микроорганизмов в градирнях, конденсаторах и теплообменных системах.

Программа для стрессовых ситуаций (High Stress Polymer Program), включающая методику определения активного полимера, разработана специально для улучшения показателей в системах охлаждения работающих в «стрессовой» ситуации.

Обработка сырой воды

Наши патентованные средства и прогрессивные химические методы обеспечивают необходимую предварительную подготовку сырой воды для нужд промышленности.

Программа NALMET удаляет тяжелые металлы из поступающей загрязненной воды, а программа BIOMANAGE включена в нашу службу полного био-контроля, предотвращающую рост микроорганизмов в воде. Наша система подготовки воды для котлов обрабатывает сырую воду перед подачей в котел ограничивая или удаляя нежелательные примеси, такие как глина, ил и другие органические примеси, при помощи умягчения (известкования), фильтрации, ионообмена и обратного осмоса.

Наши программы очистки воды специально разработаны для того, чтобы способствовать удалению биологических и химических примесей, поглощающих из воды кислород, а также уменьшить объем грязевого осадка (шлама), не допустить загрязнения окружающей среды и улучшить использование уже существующих механических методов очистки при помощи химического осаждения.

От руды до металла

Благодаря опыту Налко в общих системных разработках, мы можем предложить полные программы технологических процессов и обработки воды для широкого круга клиентов. Пример тому – наши предложения для горнодобывающей и металлургической промышленности. Кроме ранее упоминавшихся технологий обработки воды, Налко также предлагает обширный спектр программ, помогающих горнодобывающим и перерабатывающим предприятиям повысить эффективность и продуктивность производства, не оставляя при этом в стороне и охрану окружающей среды. Среди наших производственных инноваций следующие:

Программа EN/ACT (Природоохранный анализ и химическая обработка), которая позволяет поддерживать качество воды, воздуха и почвы – дает нашим клиентам возможность улучшить технологии при строгом выполнении природоохранных нормативов.

Мы также предоставляем реагенты для борьбы с пылью, накипью, коррозией; реагенты для разделения жидких и твердых фаз; фильтрационные добавки, агломерационные добавки; реагенты для флотации, удаления металлов; автоматизированные системы и целый арсенал продуктов и услуг для производителей и потребителей синтетического топлива.

Мы обслуживаем предприятия, добывающие, обогащающие и перерабатывающие бокситы и глинозем, кварцевый песок и строительный щебень, уголь, каолин, фосфатные руды, черные и цветные металлы, включая легкие и благородные металлы и синтетическое топливо.

Мембранные технологии

Мембранные системы широко распространены в промышленных и развивающихся странах как эффективная и экономичная технология очистки воды для бытовых и технических целей и обработки сточных вод. Мы предоставляем разработки, защи-

щающие системы обратного осмоса в случае высоких концентраций железа и окиси кремния в обрабатываемой воде и препятствующие образованию накипи, что соответствует требованиям большинства стандартов. Для борьбы с микробиологическим обрастанием, самой частой и трудной из проблем мембранных систем, наш выбор продуктов включает неокисляющие биоциды, которые справляются с широким спектром микроорганизмов. Наши биоциды вполне приемлемы для промышленного применения, если нужно ввести "шоковую дозу", чтобы остановить микробиологический рост без остановки действия системы, а также для сохранения мембран.

У нас имеются продукты для применения в системах очистки морской и солоноватой воды в оборотных и малых системах всех типов.

Наши услуги

Наша деятельность направлена на предоставление комплексных интегрированных решений для наших клиентов. Эти решения часто уже на месте дополнительно адаптируются для конкретных условий нашими специалистами и торговыми представителями. Нашим торговым представителям помогают аналитические, консультативные и выездные технические службы.

Компания НАЛКО
www.nalko.com

УДК 622.27

© Саямова К.Д., Меликулов А.Д. 2007 г.

КОЛИЧЕСТВЕННАЯ ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ВОКРУГ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗЛИЧНЫХ СОЧЕТАНИЯХ НАГРУЗОК

Саямова К.Д., вед. научный сотрудник ИМиСС АН РУз, докт. техн. наук; Меликулов А.Д., проректор НГГИ, канд. техн. наук

Действующие нормативные методы расчета подземных сооружений используют простейшие схемы механики стержневых систем, в которых активная полезная работа вмещающего массива не учитывается, при этом точность и достоверность полученной картины напряженного состояния элементов сооружений оказываются невысокими.

Это, в свою очередь, вынуждает проектировщиков идти на введение значительных запасов прочности.

Кроме того, принципиальные недостатки таких расчетных схем сдерживают внедрение более прогрессивных компоновочных решений, передовой технологии производства строительных работ. Современные технические и математические вычислительные средства могут привести к качественным изменениям в теории и практике расчетов инженерных сооружений вообще и подземных в частности. Это выражается в стремлении более точно учесть работу вмещающего массива, и, поэтому, внимание исследователей сосредотачивается на использовании возможностей моделей механики сплошных сред и численных методов их реализации.

Целью исследований является разработка методики и пакета прикладных программ по оценке прочности конструкций подземных сооружений с учетом их конструктивных особенностей, кусочно-

неоднородных физико-механических характеристик окружающего породного массива (табл., рис. 1-8).

1. Постановка статической задачи для подземных выработок

Рассматривается плоская задача по исследованию НДС массива горных пород вокруг подземного сооружения под действием внешних P и гравитационных сил f .

Для численного решения задачи бесконечная область, окружающая подземную выработку, заменяется конечной областью - объемом V_1 , на границах которого ставятся соответствующие граничные условия или прикладываются нагрузки.

Математическая постановка включает в себя вариационное уравнение:

$$dA = - \int_V s_{ij} de_{ij} dV + \int_V \vec{f} d\vec{U} dV + \int_P \vec{P} d\vec{U} d\sum = 0 \quad (1)$$

$$(V = V_1 + V_2),$$

где: \vec{U} , σ_{ij} , g_{ij} - компоненты вектора перемещений, тензоров напряжений и деформаций; $d\vec{U}$, de_{ij} - вариации перемещений и деформаций; \vec{f} - вектор массовых сил; \vec{P} - вектор внешних сил, приложенных к окружающей площади.

Граничные условия:

а) под действием сил гравитации (рис. 1)

$$\sum_1^1 \text{ и } \sum_1^3: U=0, \quad (2)$$

$$\sum_1^4: V=0;$$

б) под действием внешних (тектонических) сил (рис. 2)

$$\sum_1^4: V=0, X=0, \quad (3)$$

$$Y=0: U=0,$$

$$\sum_1^1 = \sum_P: \sigma_{11} = q_r,$$

$$\sum_1^3 = \sum_P: \sigma_{11} = -q_r,$$

$$\sum_1^2 = \sum_P: \sigma_{22} = -q_b$$

в) при естественном напряженном состоянии, то есть сочетание действия гравитационных и тектонических сил – так же, как в п. б) (рис. 2).

Физические свойства материала тела (n=1) и обделки (n=2) описываются законом Гука:

$$\sigma_{ij} = \lambda_{ij} e_{kk} d_{ij} + 2 m_{ij} d_{ij}, \quad i, j = 1, 2 \quad (4)$$

где: λ_{ij}, m_{ij} – константы Ляме;

d_{ij} – символ Кронекера.

Связь между деформациями и перемещениями в плоской постановке определяется соотношениями Коши.

С использованием разработанного алгоритма [2] методом конечных элементов вариационная задача сводится к решению алгебраических уравнений вида:

$$[K] \{X\} = \{f\} \quad (5)$$

где: [K] – матрица жесткости, {f} – вектор искомых узловых перемещений. Система уравнений (4) решается методом Гаусса.

2. Анализ напряженно-деформированного состояния массива вокруг строительных тоннелей гидроэлектростанций

Эта методика иллюстрируется на примере оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород, вмещающего подземные строительные тоннели ГЭС. Расчеты производили для случая двух параллельно расположенных взаимовлияющих тоннелей. Работа выполнялась в несколько этапов:

1. Напряженно-деформированное состояние (НДС) горного массива вокруг одиночной выработки рассматривалось только при действии гравитационных сил (собственного веса массива);

2. Исследование НДС вокруг выработки при естественных напряжениях (совместное действие гравитационных и тектонических сил);

3. Анализ устойчивости горных пород вокруг двух взаимовлияющих выработок при естественных напряжениях.

По результатам натурных измерений в штольне методом разгрузки, выполненным специалистами-геофизиками, вертикальные напряжения в массиве составляют $8,0 \times 10^6$ Па, напряжения вкост напластования пород – $9,0 \times 10^6$ Па кгс/см², вдоль напластования – $1,4 \times 10^7$ Па. Вспомогательные строительные сооружения, расположенные на глубине 200 м от дневной поверхности, представляют две выработки с пролетами 9,8 м и 15,2 м, высотой 21,5 и 21,0 м. Ширина породного целика между выработками составляет 38 м, расстояние между осями выработок 50 м. Исследовано первоначально НДС массива вокруг этих сооружений под действием только гравитационных сил.

Для проверки достоверности получаемых результатов с помощью разработанной методики решена задача, в которой физико-механические характеристики обделки не учитываются, т.е. систему принимали однородной $E = 8,0 \times 10^8$ Па, $\nu = 0,31$, $\rho = 2,58 \times 10^3$ кг/м³. Координаты системы принимали симметричными относительно оси выработки.

На рис. 3 показаны изолинии напряжений S_x вокруг одиночной выработки. Наибольшие растягивающие напряжения возникают примерно в середи-

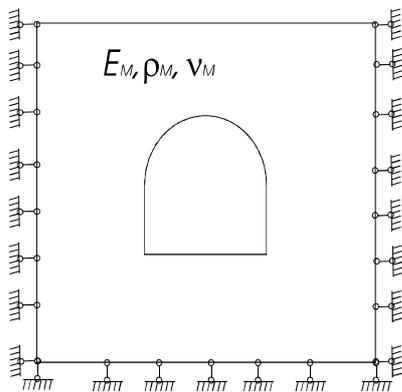


Рис. 1. Расчётная схема при учете сил гравитации

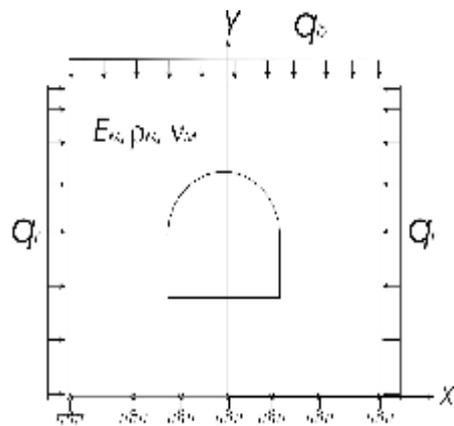


Рис. 2. Расчётная схема с учетом действия внешних сил

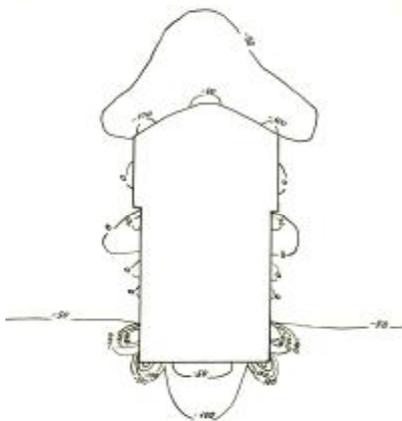


Рис. 3. Изолинии напряжений S_x вокруг одиночной выработки

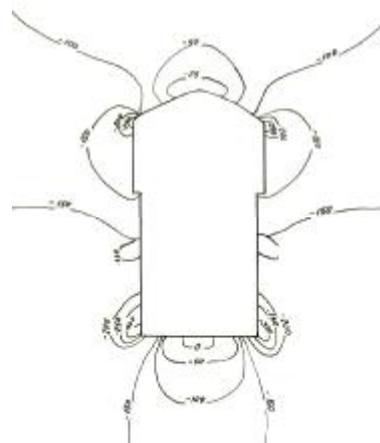


Рис. 4. Изолинии напряжений S_y вокруг одиночной выработки

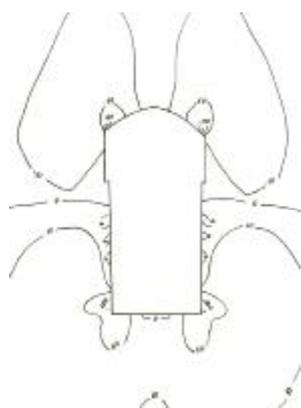


Рис. 5. Изолинии касательных напряжений t_{xy} вокруг одиночной выработки (10^5 Па)

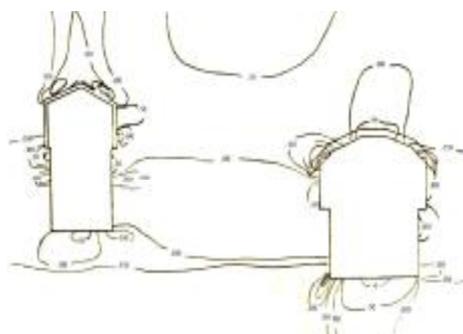


Рис. 6. Изолинии напряжений S_x при взаимовлиянии двух выработок (10^5 Па)

не по высоте стен ($S^p_{max} = 1,0 \times 10^6$ Па), а наибольшие сжимающие – в узлах примыкания стен и пола выработки ($S^p_{max} = -2,5 \times 10^7$ Па), где происходит локальная концентрация напряжений. По двум сторонам участков по высоте стен, где возникают растягивающие напряжения, наблюдаются участки с нулевыми напряжениями.

На рис. 4 показаны изолинии напряжений S_y вокруг выработки, где наибольшие напряжения (сжимающие) возникают на пятах свода и в самых

нижних участках стен, где они примыкают к полу ($S^p_{max} = (2,5 - 3,0) \times 10^7$ Па). В срединной части пола имеется участок с нулевым напряжением.

На рис. 5 показаны изолинии касательных напряжений t_{xy} . Нулевая линия проходит по середине высоты стен в горизонтальном направлении и концентрации напряжений на своде (отрицательные) и в основании (положительные) проходят симметрично относительно этих линий.

3. Исследование НДС массива вокруг подземных сооружений при естественных напряжениях

НДС массива вокруг подземных выработок в естественных условиях формируются из совместного воздействия сил гравитации и тектонических сил. Расчеты производили с учетом неоднородности массива и отделки сооружений, физико-механические характеристики которых даны в табл. Статические нагрузки принялись $q_r = 1,2 \times 10^7$ Па; $q_v = 8,0 \times 10^6$ Па.

На рис. 6 показаны изолинии напряжений S_x , из которых видно, что характер распределения напряжений в целом отличается от случая с одиночной выработкой в связи с взаимовлиянием двух выработок. Наибольшие напряжения приходятся на сводовые части выработок – на бетонные отделки и надсводовую область правой выработки, где происходит концентрация сжимающих напряжений. Наименее напряженная область приходится на верхнюю половину боковых стенок выработок, а на противоположных стенках напряжения намного меньше, чем в стенках, примыкающих к целику.

При изучении изолинии напряжений S_y видно было, что наибольшие напряжения приходятся на сводовую часть обделок и на углы примыкания стен и пола выработок, а наименьшие, вплоть до нулевых – на срединные участки боковых стенок и основания выработок. По характеру распределения установлено, что взаимовлияние выработок на распределение напряжения S_y не существенно.

На рис. 7 отражены изолинии касательных напряжений, из которых видно, что в основном концентрация происходит на сводовой части обделки, нулевые линии проходят почти по оси симметрии выработок и по середине высоты стен выработок. Причем, во внешних к целикам сводовых частях обделок возникают положительные, а во внутренних к целикам сторонах обделок – отрицательные касательные напряжения. По целику изолинии касательных напряжений расположены примерно горизонтально. Взаимовлияние выработок на характер распределения касательных напряжений существенно.

Таблица		
Характеристики физико-механических свойств вмещающих горных пород		
Расчетные характеристики	Песчаники в массиве	Железобетонная обделка М 200
Модуль деформации E	$8,0 \times 10^8$ Па	$2,4 \times 10^{10}$ Па
Коэффициент Пуассона	0,31	0,15
Объемная масса	2440 кг/м ³	-
Сила сцепления	$2,0 \times 10^6$ Па	-
Угол внутреннего трения	67°	-

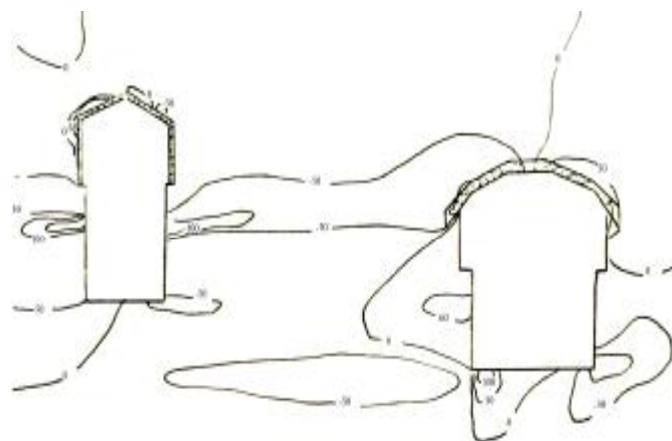


Рис. 7. Изолинии касательных напряжений S_y при взаимовлиянии двух выработок (10^5 Па)

4. Анализ условий устойчивости породного массива вокруг подземных выработок

Проведенный анализ напряженного состояния массива горных пород показывает, что в общем случае различные участки пород характеризуются различным напряженным состоянием. В зависимости от величин действующих напряжений одни участки могут находиться в предельном состоянии, другие, не достигнув его, а на третьих возможно наступление запредельного состояния. Устойчивость любой механической системы определяется соотношением предельных допустимых для данного материала напряжений и фактически действующих. Так как МКЭ позволяет рассчитать значения всех действующих напряжений по всему горному массиву, то вводя местный коэффициент прочности как отношение предельного касательного напряжения t_n^{np} к действующим на рассматриваемой площадке t_n^D :

$$K = \frac{t_n^{np}}{t_n^D} \quad (6)$$

имеем возможность установить наличие, размеры и местоположение зон, в которых выполняется одно из следующих трех условий: 1) при $K > 1$ в этой области породы обладают запасом прочности, то есть находятся в допредельном состоянии; 2) при $K = 1$ на этом участке породы находятся в условиях предельного равновесия; 3) при $K < 1$ в этой зоне прочность пород будет нарушена, и она представляет собой локальную зону неустойчивости. В литературе имеется практика использования такого приема оценки напряженного состояния склонов и откосов открытых горных выработок. Для оценки напряженного состояния пород приоткосного массива по условиям устойчивости дополнительно к ранее принятому допущению примем следующее:

- нарушение равновесия горных пород является следствием потерь упругой устойчивости, то есть пренебрегается развитие пластических деформаций. Это допущение идет в запас устойчивости;

- разрушение пород в условиях плоской задачи происходит за счет сдвига одной части породы по другой, а условие предельного состояния принимаем в виде прямолинейной огибающей кругов главных напряжений t :

$$t_n = s_n \operatorname{tg} j + c. \quad (7)$$

Зависимость (6) представляет собой сопротивление сдвигу по площадке с нормалью при нарушении равновесия, которое складывается из сопротивле-

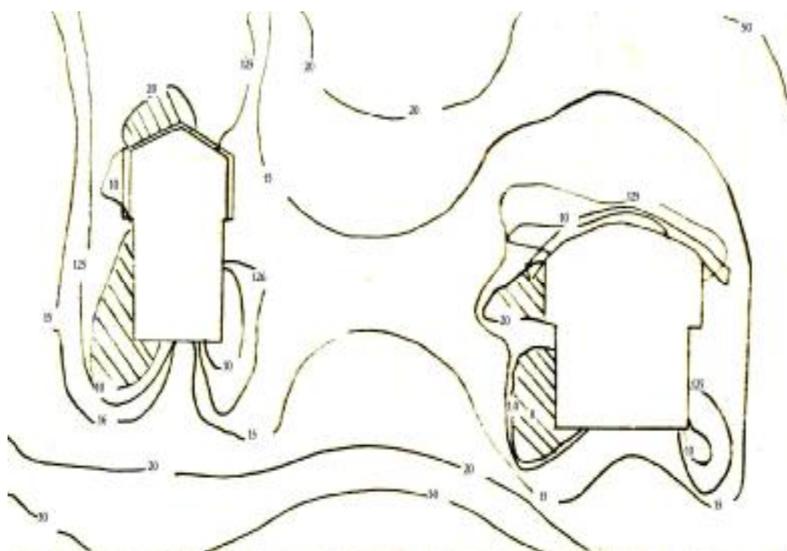


Рис. 8. Изолинии коэффициента устойчивости горных пород вокруг двух взаимовлияющих выработок

ния от внутреннего трения и сопротивления сил сцепления.

Входящие в формулы (6) и (7) величины s_n, t_n определяются по известным формулам теории упругости:

$$s_n = ((s_1 + s_2) + (s_1 - s_2) \cos 2a) / 2, \quad (8)$$

$$t_n = ((s_1 - s_2) \sin a) / 2, \quad (9)$$

где: a - угол между нормалью к площадке и направлением наибольшего главного напряжения.

Положение площадок скольжения определяется углом:

$$a = \pm(p/4 + j/2). \quad (10)$$

Подставляя (10) в (8) и (6) получим формулы для определения действующих нормальных и касательных напряжений по площадкам скольжения:

$$s_n^D = ((s_1 + s_2) - (s_1 - s_2) \sin j) / 2, \quad (11)$$

$$t_n^D = ((s_1 - s_2) \cos j) / 2. \quad (12)$$

Вводя (11) и (7), получим зависимость для определения предельно допустимых сдвиговых напряжений:

$$t_n^{np} = 0,5[(s_1 + s_2 - 2t_{\max} \sin j) \operatorname{tg} j + 2c] \quad (13)$$

Таким образом, по формулам (11) и (12) определяются значения действующих касательных напряжений и предельно допустимых напряжений по всему горному массиву с учетом количественных данных s_1, s_2, t_{\max} , получаемых методом конечных элементов (МКЭ).

Местный коэффициент определяется из выражения (6). Подставив в это выражение соответствующие значения и решая совместно (12) и (13), получим:

$$K = \frac{0,5(s_1 + s_2 - 2t_{\max} \sin j) \operatorname{tg} j + 2c}{t_{\max} \cos j} \quad (14)$$

Выполнение расчета местного коэффициента прочности по формуле (14) включено в программу, реализуемую на ПЭВМ.

Метод оценки напряженного состояния по местному коэффициенту прочности эффективен при решении задач прогноза формирования очагов концентрации напряжений и установления локальных зон неустойчивости с последующим выбором противодеформационных мероприятий.

Полученные результаты численных экспериментов на ЭВМ позволяют получить представление о механизме формирования:

- зон, находящихся под действием растягивающих напряжений;
- зон, где горизонтальные напряжения по величине превышают вертикальные;
- зон предельного и запредельного состояния.

Причиной образования этих зон является высокая концентрация сдвиговых напряжений. В неоднородном массиве местоположение этих зон зависит от особенностей физико-механических свойств материала. Формирование зон растяжений и облас-

тей, в которых горизонтальные напряжения больше вертикальных, соответственно, способствует образованию трещин отрыва в верхней площадке и вала выпирания в нижней площадке. Эти характерные зоны могут проявляться и в устойчивых откосах.

Был произведен анализ устойчивости горных пород вокруг подземных сооружений при естественных напряжениях. На рис.8 показаны изолинии коэффициента устойчивости горных пород вокруг сооружений при естественных напряжениях. Зоны, где $K < 1,0$, заштрихованы.

Величина этих зон находится в пределах до 5 м и наблюдается в основном на стенках, в подошве и углах выработки. В этих зонах ожидается неупругая деформация пород, т.е. возможны отдельные случаи вывалообразования.

Исследование напряженно-деформированного состояния массива вокруг строительных тоннелей гидроэлектростанции показало, что:

- а) наибольшие значения напряжений приходятся в основном на сводовую часть выработок;
- б) параллельное расположение строительных тоннелей, если даже расстояние между ними соответствует проектному размеру, оказывает ощутимое влияние на НДС приконтурных зон, что приводит к существенному изменению напряженного состояния в теле целика;
- в) зоны, где возможны отдельные вывалообразования, находятся в основном на стенках, в подошве и углах выработок.

Список литературы:

1. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике -М.: Мир, 1975. – 300с.
2. Салямова К.Д. Анализ напряженно-деформированного состояния массива вокруг подземных выработок методами численного моделирования // Сборник докладов Республ. научн.-практич. конф. «Интеграция науки, образования и производства». - Ташкент, ТашГТУ, 2005. с. 113-116.
3. Соколовский В.В. Статика сыпучей среды. -М.: 1934. 275 с.
4. Руппенейт К.В. Механические свойства грунтов. -М.: Уллетехиздат, 1956. -336 с.
5. Мирсаидов М., Исомов Р.Д. Исследование напряженно-деформированного состояния горного массива, ослабленного открытой и подземной выработками, и оценка устойчивости бортов карьера. Щеп. Изв. АН РУз. Сер. Техн. наук. Ташкент, 1986. № 4965. - т. 86. 43 с.

УДК 622.271.333 (622.831.1)

© Федянин А.С. 2007 г.

ОБЕСПЕЧЕНИЕ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ СРЕДСТВАМИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА

Федянин А.С., начальник геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Мировые тенденции развития открытых горных работ находятся в тесной связи с освоением сложноструктурных месторождений, разрабатываемых на значительную глубину. Карьером Мурунтау разрабатывается золоторудное месторождение, рас-

пространение рудных тел которого с промышленным содержанием золота достигает глубины более 1000 м. Геотехнологические условия разработки характеризуются наличием мощных тектонических нарушений и участков пород с низкими прочност-

ными свойствами, существенно ослабляющими прибортовой массив. В настоящее время, при разработке глубоких горизонтов необходимо учитывать такие факторы как время стояния борта и многократные динамические нагрузки от массовых взрывов, снижающие устойчивость борта в целом.

В данных условиях, эффективность технологических схем разработки глубокого карьера обуславливает повышенные требования к безопасности горных работ и обеспечивается геомеханическим мониторингом, включающим комплекс геофизических, маркшейдерских и гидрометрических наблюдений, направленных на выявление неустойчивых участков бортов и отвалов, устранение нерегулируемых прорывов воды в выработанное пространство. По результатам наблюдений производится

прогнозная карта деформирования бортов карьера представляющая собой вероятностно-статистическую модель деформирования бортов карьера во времени. Изолинии коэффициента вероятности определяют границы зон, характеризующиеся различным коэффициентом вероятности возникновения деформаций.

Как видно на рис. 1, а в период с 2000 по 2005 гг. имели место 2 деформации в границах зоны с коэффициентом вероятности 0,9 и 4 деформации в границах зоны с коэффициентом вероятности 0,8. Таким образом, построенная по результатам исследований прогнозная карта развития деформаций бортов карьера показала достоверность прогноза более 85% и подтверждена сходимостью с фактиче-

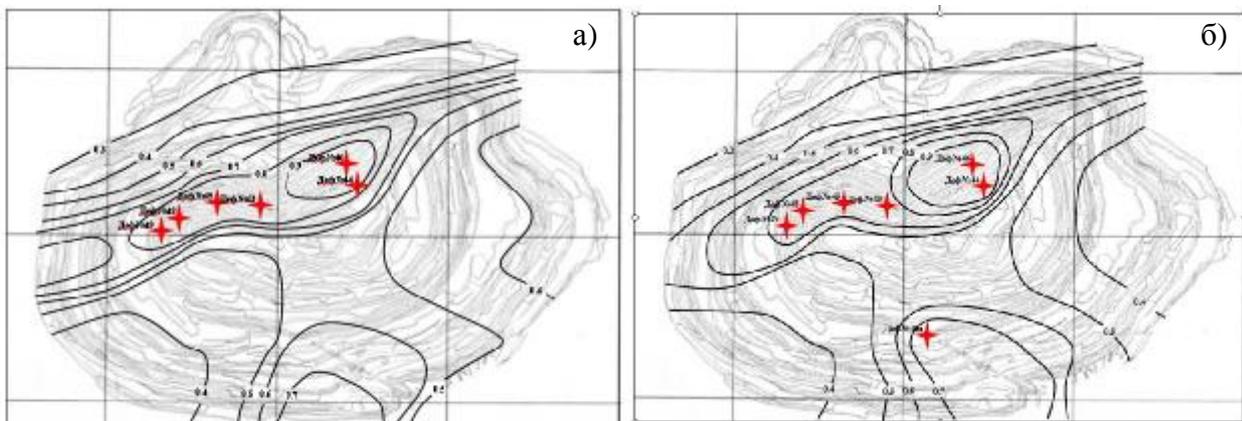


Рис. 1. Прогнозные карты деформирования бортов карьера Мурунтау до 2005 г. (а) и до 2010 г. (б): 0,3–изолинии коэффициента вероятности; деф. №46–номер деформации, происшедшей в период с 2000 по 2006 гг.

разработка и внедрение мероприятий, уменьшающих воздействие самопроизвольных деформаций бортов на режим работы карьера, горно-транспортного оборудования и безопасность персонала. Производится контроль ведения горных работ в проектных границах, обеспечивающих отстройку конечного профиля бортов карьера с учетом соответствия элементов разработки параметрам применяемого горного оборудования.

Таким образом, конечной целью геомеханического мониторинга является получение научно-обоснованной информации, позволяющей прогнозировать развитие деформационных процессов, осуществлять выбор технологических элементов разработки и параметров бортов карьера, обеспечивающих максимальную эффективность и безопасность горных работ.

Разработанный в системе мониторинга долгосрочный прогноз деформирования бортов карьера во времени базируется на результатах оценки геодинамики тектонических нарушений регионального масштаба, структурных особенностей геологического строения карьерного поля и геомеханических особенностей строения уступов с целью определе-

скими данными о развитии деформационных процессов за указанный период (рис. 1, а). В дальнейшем, на период с 2005 по 2010 гг. составлена новая прогнозная карта с учетом перспектив изменения границ ведения горных работ (рис. 1, б).

Оперативная оценка безопасного состояния бортов карьера в пределах опасных по параметру устойчивости участков, выделенных с помощью районирования, проводится с применением комплексных геофизических исследований методами сейсмометрии и электрометрии.

При сейсмометрических исследованиях в качестве базового критерия, характеризующего сейсмическое воздействие на элементы карьера Мурунтау, принят спектральный уровень горизонтальных колебаний горных пород на частоте основного тона собственных колебаний бортов карьера. Исследованиями установлено, что борт карьера в целом устойчив, однако на выявленных локальных участках с вертикальными границами порядка 30 и 100 м могут иметь место деформации. Наиболее опасными для горных работ следует считать зоны неоднородностей радиусом около 100 м. В связи с этим, районирование карьера методом сейсмометрии не-

обходимо проводить с периодичностью соответствующей понижению горных работ на величину максимально фиксируемого радиуса зоны, т.е. при понижении горных работ на каждые 100 м, или 1 раз в 5 лет. Основными причинами деформирования на выявленных участках являются геологические условия залегания горных пород, которые со временем приводят к перераспределению внутренних напряжений в массиве. Иницирующим фактором развития деформаций, наряду с воздействием массовых взрывов служат тектонические воздействия регионального масштаба. Взаимосвязь максимальной и средней бальности землетрясений регионального масштаба с количеством деформаций на карьере Мурунтау приведена на рис. 2.

Наблюдения методом вертикального электрозондирования (ВЭЗ) на бортах карьера проводятся на стационарно установленных станциях. Стационарность позволяет минимизировать влияние

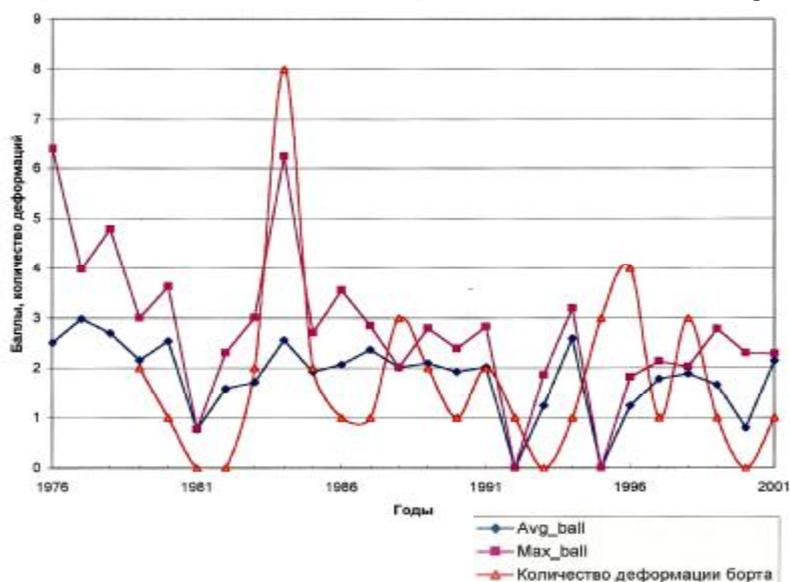


Рис. 2. Зависимость количества деформаций от геодинамической активности регионального масштаба

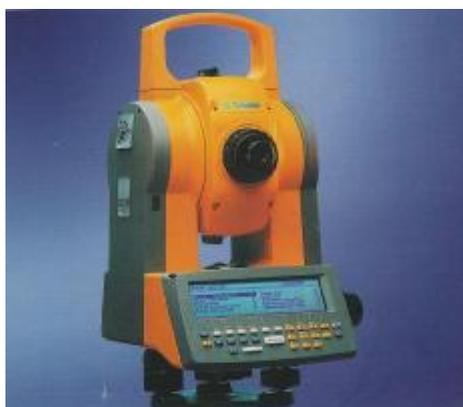


Рис. 3. Тахеометры серии Trimble 3600 Total Station

внешних факторов, а долговременные режимные наблюдения с периодичностью 3 раза в квартал создают условия для использования аппарата математической статистики, что в значительной степени повышает достоверность построения динамической модели изучаемого участка. Опыт использования метода ВЭЗ при наблюдении напряженно-деформированного состояния массива во времени показывает, что наибольшую чувствительность данный метод показывает в случае расположения станции в пределах сотни метров от границы будущей деформации, где накануне ее возникновения (до 3 месяцев) изменение сопротивления пород достигает 30÷40%. Существующая четкая корреляция значений между кажущимся сопротивлением, структурой и напряженно-деформированным состоянием горных пород, позволяет использовать методы электрометрии для определения динамики напряженно-деформированного состояния приборного массива до проявления видимых нарушений.

Однако, учитывая малую чувствительность метода, ВЭЗ рекомендуется использовать в качестве вспомогательного наряду с маркшейдерскими наблюдениями.

Таким образом, комплекс геофизических методов исследований реализованный в системе мониторинга эффективно используется для подтверждения геологической ситуации и оперативного выявления структурных неоднородностей приборного массива, определения границ структурных блоков и поверхностей скольжения.

Маркшейдерские наблюдения за состоянием устойчивости бортов, отвалов и инженерных сооружений являются базовыми в системе геомеханического мониторинга и требуют постоянного

совершенствования аппаратной базы для проведения маркшейдерских наблюдений.

Внедрение в 2006 г. электронных тахеометров типа Trimble 3600 (рис. 3) производства Германии открывает новые возможности при проведении геомеханического мониторинга. При решении геомеханических задач современные тахеометры типа Trimble позволяют проводить наблюдения за сдвижением горного массива и развитием деформаций с использованием безотражательной системы измерения расстояний, что дает возможность определить геометрические параметры деформации на участках, ранее недоступных. Так же, появилась возможность увеличить дальность проведения тахеометров Trimble позволяет облегчить процесс ведения

полевых работ и ускорить обработку результатов измерений на рабочем месте.

По окончании замеров все данные автоматически заносятся в ЭВМ и обрабатываются с использованием специального пакета программ. Весьма эффективным будет использование тахеометров типа Trimble при геомеханическом мониторинге отвалных работ, так как зачастую отвалы расположены на значительном удалении от опорных пунктов, а съемка отвалов предусматривает замеры значительных расстояний.

Таким образом, на основании теоретических и экспериментальных исследований для условий карьера Мурунтау, разработана и внедрена в производство комплексная методика геомеханического мониторинга, позволяющая обеспечить безопасность горных работ путем осуществления поэтапного контроля безопасности разработки месторождения на стадиях планирования горных работ, прогнозирования устойчивости бортов карьеров, использования оптимальных технологических схем формирования уступов и отвалов.

УДК: 669.213/214; 669.21

© Михин О.А., Саттаров Г.С., Лильбок Л.А., Аюбян Ю.М., Блохин Н.Н. 2007 г.

К ВОПРОСУ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ МАРДЖАНБУЛАКСКОГО ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНОГО УЧАСТКА НГМК

Михин О.А., зам. главного инженера по технологии НГМК; **Саттаров Г.С.**, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. тех. наук, профессор; **Лильбок Л.А.**, начальник лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; **Аюбян Ю.М.**, директор Южного рудоуправления НГМК; **Блохин Н.Н.** главный технолог Южного рудоуправления НГМК

Современное развитие методов извлечения благородных металлов позволяет рассмотреть возможность их извлечения из вторичного сырья, то есть из отходов золотоизвлекательных фабрик и заводов.

Научно-исследовательские работы по оценке возможности извлечения золота из вторичных твердых и жидких отходов производства являются актуальной задачей гидрометаллургического производства с целью увеличения сырьевой базы горнорудной промышленности Узбекистана.

В течение длительного времени на фабрике перерабатывали смешанные руды из двух месторождений (Марджанбулак и Зармитан), с исходным содержанием золота в руде 4-12 г/т. Хвостохранилища Марджанбулакского золотоизвлекательного участка (МЗИУ) Южного рудоуправления (ЮРУ) комбината занимают площадь 30 га, и на нём находятся переработанные отходы массой порядка 7 млн. т. Анализ существующих данных показывает отсутствие информации о пространственном и объемном распределении золота в твердой фазе хвостохранилища. Целью настоящей работы является изучение распределения золота, серебра и элементов платиновой группы в твердой фазе хвостохранилища МЗИУ ЮРУ комбината и оценка возможности извлечения золота по действующей схеме сорбционного цианирования МЗИУ ЮРУ комбината (рис., табл. 1-9).

Пробы отбирали по сети 40x40 м (210 точек) и 10x10 м (300 точек). Глубина отбора 1-2-3-5 м. Из

более 50 точек отобраны усредненные пробы (шагом по 3 м) до глубины 25 м. Общее количество проанализированных проб составляет более 1500.

Содержание золота определяли методом пробирного анализа из трех определений. Содержание серебра определяли методом атомно-абсорбционного анализа, железа методом рентгеноспектрального анализа. Методом нейтронно-активационного анализа с использованием реактора

Таблица 1

Результаты анализа некоторых проб на содержание платины и палладия

№ пробы	Точка отбора	Глубина отбора, м	Содержание элементов г/т	
			Pd	Pt
11	K14-A	1	0,011	0,004
13	K16-A	1	0,020	0,003
19	L15-A	1	0,013	0,002
25	K15-B	2	0,015	0,005
29	K19-B	2	0,016	0,003
46	M14-B	2	0,008	0,007
63	P03-B	2	0,012	0,003
71	K19-C	3	0,011	0,004
79	L03-C	3	0,009	0,006
81	M03-C	3	0,007	0,002
89	M17-C	3	0,006	0,003
94	P17-C	3	0,008	0,005
38	M04	8-11	0,014	0,005
7	0,12	8-11	0,010	0,002
4	009	14-17	0,012	0,004

Института ядерной физики АН РУз определяли содержание железа, серебра (150 проб), платины и палладия (50 проб). Предел обнаружения палладия и платины методом нейтронно-активационного анализа составляет 0,001 и 0,01 мкг, соответственно. Среднеквадратичная погрешность анализа (Sr) составляет для Pd 0,2-0,3%, Pt 0,3-0,4%.

Результаты и их анализ

Изучено пространственное распределение золота на различных глубинах хвостохранилища. Карты распределения золота в глубинах 1-3 м. (разрез А, В

и С) приведены на рис. Найдено неоднородное распределение золота по глубинам залегания продукта хвостохранилища. Низкое содержание золота (0,4±0,8 г/т) приурочено к приповерхностной зоне хвостохранилища и к участкам недавнего складирования отходов. Найдены локальные объемные участки хвостохранилища с повышенным содержанием золота (1,2±1,6 г/т).

Общий объем проб с содержанием золота 1,0 - 2,5 г/т по глубинам 1, 2, 3, 4, 5 м. составляет 3, 15, 30, 50, 60%, соответственно. Среднее содержание золота по хвостохранилищу составляет 0,9 г/т.

Содержания платины и палладия в твердой фазе хвостохранилища в пробах отобранных из различной глубины приведены в табл. 1. Видно, что содержание платины больше чем палладия в 2-3 раза и находится на уровне их Кларковского содержания, что не является основанием для их дополнительно извлечения из вторичного сырья.

Для определения корреляционной связи между концентрацией золота с серебром, мышьяком и железом произведен расчет корреляционного момента двух (независимых) величин (x и y) по известной формуле:

$$K(x, y) = \sum_i^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y}) \cdot \frac{1}{n^2} \quad (1)$$

где: n - количество величин,
 \bar{x} , \bar{y} - среднее арифметическое значение.

А также произведен расчет коэффициента корреляции по формуле:

$$r_{x, y} = \frac{k(x, y)}{d_x \cdot d_y} \quad (2)$$

где: δ_x и δ_y - средние квадратичные отклонения величин (\bar{y}).

Из данных результатов анализов (600 проб) рассчитывали средние арифметические значения для золота - 0,92 г/т, серебра - 4,52 г/т, мышьяка - 0,11%, железа - 0,4%. Коэффициенты корреляции золота с серебром, мышьяком и железом составляют: 0,3; 0,4; 0,2, соответственно, при этом $r_{x,y}$ максимальное значение принимает на поверхности хвостохранилища (1-3 м).

Изучение форм нахождения металлов в хвостовых растворах МЗИУ показывает, что все примеси (металлов) находятся в виде цианистых комплексов: $[Au(CN)_2]^-$, $[Ag(CN)_2]^-$; $[Zn(CN)_4]^{2-}$; $[Ni(CN)_4]^{2-}$; $[Co(CN)_4]^{2-}$ $[Cu(CN)_3]^-$; $2 [Fe(CN)_6]^{4-}$ и др, которые устойчивы в щелочных растворах.

В связи с этим, концентрирование малых количеств золота (ниже 0,08 мг/л) из растворов хвостохранилища путем сорбции анионитами невозможно, так как все выше перечисленные цианидные комплексы примесных металлов будут сорбироваться

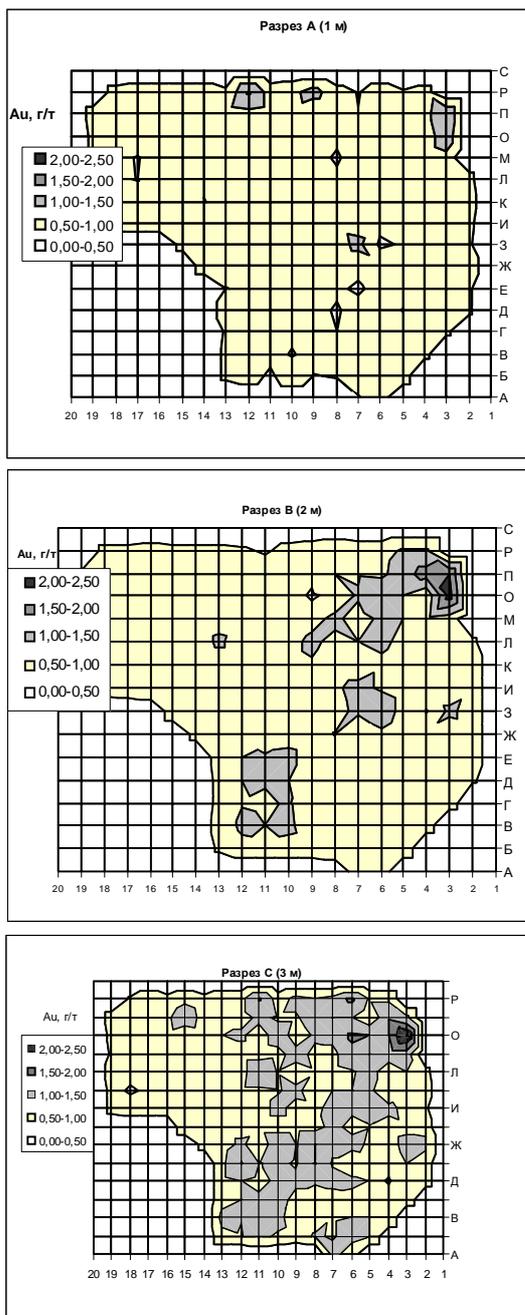


Рис. Пространственное распределение золота в хвостохранилище МЗИУ (глубина отбора 1, 2, 3 м, соответственно)

ионообменной смолой и тем самым будут снижать емкость анионита по отношению к золоту.

В виду низкого содержания золота (не более 0,1 мг/л) в жидкой фазе хвостовой пульпы и вследствие больших затрат энергии и материалов при его извлечении, требуется разработка новых высокоэффективных способов извлечения.

Для определения степени извлечения золота из проб сорбционным цианированием было произведено объединение проб по каждому разрезу с содержанием равным среднему содержанию по разрезу. Подготовлены к исследованию 2 пробы методом объединения исследуемых проб. Проба № 1- объединенная проба (разрез В, глубина – 2 м) с содержанием 0,93 г/т. Проба № 2- объединенная проба (разрез С, глубина 3 м) с содержанием золота 1,07 г/т.

Сорбционное цианирование проводили в следующих условиях:
 рН=10,5÷10,8;
 Т:Ж=1:1,5;
 исходная концентрация.
 NaCN=0,25 г/л;
 время предварительного цианирования - 6 ч., время сорбционного

цианирования- по 12 ч. Загрузка ионита АМ-2Б в процессе сорбционного цианирования составляет 3% от объема пульпы.

Видно из результатов приведенных в табл. 2, что извлечение золота по объединенной пробе 1 (глубина 2 м) составило – 37,6%, при содержании золота в хвостах сорбции 0,58 г/т и по объединенной пробе 2 (глубина 3 м) составило – 39,0%, при содержании в хвостах сорбции 0,68 г/т.

Для более детального исследования возможности извлечения золота методом сорбционного цианирования было произведено объединение проб по каждому разрезу с приемлемым для извлечения содержанием 0,5-1,5 г/т (8 проб):

а) объединенная проба разреза А с содержанием 0,5-1,0 г/т;

б) объединенная проба разреза В с содержанием 0,5-1,0 г/т;

в) объединенная проба разреза С с содержанием 1,0-1,5 г/т;

г) объединенная проба разреза D с содержанием 1,0-1,5 г/т;

д) объединенная проба разреза Е с содержанием 1,0-1,5 г/т;

е) объединенная проба по всем разрезам с содержанием 0,5-1,0 г/т (проба № 1);

ж) объединенная проба по всем разрезам с содержанием 1,0-1,5 г/т (проба № 2);

з) объединенная проба (2) с доизмельчением 100% класса - 0,074 мм.

Таблица 2

Цианирование проб хвостохранилища в режимах переработки руд МЗИУ

Характеристика пробы	C _{NaCN} ост., г/л	рН кон	Расход 100%, кг/т		Содержание Au в тв.		Извл., %
			NaCN	CaO	Исх.	Хв.	
Проба 1 (глубина 2 м)	0,08	10,8	0,55	2,1	0,93	0,58	37,6
Проба 2 (глубина 3 м)	0,08	10,8	0,56	2,2	1,07	0,68	39,0

Таблица 3

Гранулометрический состав проб хвостохранилища МЗИУ (объединенные пробы разрезов А, В, и С)

Классы крупности, мм	Проба А			Проба В			Проба С		
	Выход классов, %	Содержание Au в классе крупности, г/т	Распределение золота по классам, %	Выход классов, %	Содержание Au в классе крупности, г/т	Распределение золота по классам, %	Выход классов, %	Содержание Au в классе крупности, г/т	Распределение золота по классам, %
+0,4	0,02	1,9	2,70	0,04	1,4	3,0	0,02	2,9	4,6
-0,4+0,16	1,12			2,33			1,71		
-0,16+0,1	6,54	0,66	5,45	11,47	1,0	10,5	10,02	1,0	9,0
-0,1+0,074	8,05	0,65	6,65	10,00	0,94	8,3	10,63	0,75	7,4
-0,074	84,27	0,80	85,20	76,16	1,1	78,2	77,62	1,1	79,0
Итого	100,0	0,79	100,0	100,0	1,07	100,0	100,0	1,08	100,0

Таблица 4

Рациональный анализ объединенной пробы по всем разрезам А-Е (глубина отбора 1-5 м) хвостохранилища МЗИУ

Формы нахождения золота	Объединенная проба (№2)	
	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Золото, извлекаемое цианированием (свободное и в сростках)	0,49	35,3
Золото, покрытое пленками разрушаемыми щелочью (мышьяковистые минералы) (трудноцианируемое золото)	0,33	23,7
Золото, покрытое пленками окисленных минералов железа (трудноцианируемое золото)	0,07	5,0
Золото, заключенное в пирите и арсениопирите (не извлекаемое цианированием)	0,26	18,7
Золото, тонковкрапленное в порообразующие минералы (не извлекаемое цианированием)	0,24	17,3
Итого	1,39	100,0

Проведен анализ объединенных проб разрезов А, В и С на гранулометрический состав с распределением золота по классам крупности (табл. 3).

Из результатов табл. 3 видно, что золото в основном (в порядке 85-88%) находится в фракции проб менее - 0,074 мм.

Формы нахождения золота в объединенной пробе (2), найденные рациональным анализом, приведены в табл. 4.

Рациональным анализом проб, отобранных с глубин 1÷5 м, установлены следующие формы нахождения золота (отн. %):

- золото, свободное и в сростках (цианируемое) – 30÷45;
- золото, покрытое пленками, разрушаемыми щелочью (трудно-цианируемое золото) – 20÷25;
- золото, покрытое пленками окисленных минералов железа (трудноцианируемое золото) – 5÷7;

• золото, заключенное в пирите и арсенопирите (не извлекаемое цианированием) – 15÷25;

• золото, тонко-вкрапленное в породообразующие минералы (не извлекаемое цианированием) – 10÷20.

Содержание золота в твердой фазе после сорбционного цианирования высокое (0,52÷1,0 г/т), что объясняется наличием нецианируемого золота заключенного в пирите, арсенопирите и тонковкраплен-

Таблица 5
Показатели сорбционного цианирования объединенных проб (глубина отбора – 1, 2, 3, 4, и 5 м)

Характеристика пробы	C _{NaCN} ост., г/л	рН кон	Расход (100%), кг/т		Содержание Au в тв., г/т			Извл., %
			NaCN	CaO	Исх.	П/ц.	Хв.	
Проба А (глубина 1 м)	0,070	10,65	0,51	1,63	0,70	0,61	0,52	25,7
Проба В (глубина 2 м)	0,090	10,70	0,51	1,92	0,91	0,74	0,71	22,0
Проба С (глубина 3 м)	0,085	10,70	0,49	1,92	1,02	0,75	0,65	36,3
Проба D (глубина 4 м)	0,100	10,60	0,78	1,70	1,07	0,80	0,70	34,6
Проба Е (глубина 5 м)	0,085	10,40	0,83	1,57	1,15	0,81	0,78	32,2
Объединенная проба (1)	0,080	10,50	1,1	0,80	0,96	0,89	0,83	18,5
Объединенная проба (2)	0,100	10,55	0,86	1,80	1,39	1,10	1,00	28,1
Объединенная проба (2) с доизмельчением (100% - 0,074мм)	0,075	10,60	0,60	2,00	1,39	1,1	0,79	43,2

Таблица 6
Содержание золота и примесных элементов в растворе (питание сорбции) (глубина отбора – 1, 2, 3, 4, и 5 м)

Характеристика пробы	Содержание в жидкой фазе, мг/л						
	Au	Ag	Cu	Co	Ni	Zn	Fe
Проба А (глубина 1 м)	0,09	1,20	2,85	0,46	0,74	2,50	11,6
Проба В (глубина 2 м)	0,10	1,53	4,35	0,56	1,09	2,95	11,8
Проба С (глубина 3 м)	0,19	1,95	5,3	0,47	0,97	2,30	11,6
Проба D (глубина 4 м)	0,17	1,26	4,35	0,36	0,66	2,50	7,55
Проба Е (глубина 5 м)	0,21	1,64	4,90	0,34	0,61	4,40	7,85
Объединенная проба (1)	0,12	1,76	4,10	0,51	1,00	2,62	10,50
Объединенная проба (2)	0,25	1,55	3,90	0,37	1,08	2,52	7,20
Объединенная проба (2) с доизмельчением (100% - 0,074мм)	0,16	2,15	24,0	0,45	4,5	11,0	5,33

ного в породообразующие минералы.

Сорбционное цианирование проб (с содержанием золота 0,7-1,2 г/т) отобранных из разреза А-Е хвостохранилища МЗИУ (глубина отбора 1-5 м) проводили в стандартных условиях: рН=10,5÷10,8; Т:Ж=1:1,5; исходная концентрация. NaCN=0,25 г/л; время предварительного цианирования - 6 час., время сорбционного цианирования - по 12 час.

Загрузка ионита АМ-2Б в процессе сорбционного цианирования – составляет 3% от объема пульпы. Результаты

представлены в табл. 5.

Методом цианирования, из проб отобранных из глубины 1-2 м можно извлекать золото относительно на 22-26% от содержания золота в исходной пробе.

Степень извлечения золота методом сорбционного цианирования составляет 32-35% из проб отобранных из глубины 3-5 м, при содержании золота 1,0-1,2 г/т.

Доизмельчение пробы № 2 до 100% класса -0,074 мм (ис-

Таблица 7
Схема объединения проб

Характеристика объединенной пробы		Характеристика проб, входящих в объединенную пробу		
Шифр пробы	Содер. Au, г/т (по пробирному анализу)	Глубина, м	Шифр пробы; содержание Au, г/т	Среднее расчетное содержание золота, г/т
К-642	1,10	5-7	Л05 – 1,29 г/т, И07 – 1,4 г/т, К06 – 1,1 г/т, М13 – 0,92 г/т, И10 – 0,93 г/т,	1,1
К-643	1,10	8-10	О06 – 1,0 г/т, П08 – 1,1 г/т, И07 – 1,0 г/т, Л11 – 1,02 г/т, М04 – 1,18 г/т	1,1
К-644	0,93	11-13	О15 – 0,90 г/т, О18 – 0,94 г/т, М13 – 1,0 г/т, К09 – 0,71 г/т, П14 – 0,89 г/т	0,87
К-645	0,93	14-16	О12 – 0,97 г/т, О18 – 0,94 г/т, К12 – 0,83 г/т, О15 – 0,94 г/т, Л11 – 1,41 г/т,	1,02
К-646	1,00	17-20	О12 – 0,89 г/т, О15 – 1,0 г/т	0,95

ходная величина 85%) при содержании золота 1,39 г/т дает возможность извлечь золото на 43% (взамен 28,1%).

Содержание золота в жидкой фазе питания сорбции составляет 0,09-0,25 мг/л и в жидкой фазе сбросной пульпы составляет менее 0,02 мг/л (табл. 6).

Для изучения степени сорбционного извлечения золота из больших глубин формировали усредненные пробы, отобранные из глубины 5-7; 8-10; 11-13; 14-16; 17-20 м (табл. 7). Среднее содержание золота в усредненных пробах составляет 0,9-1,1 г/т.

Сорбционное цианирование проводили в стандартных условиях: рН=10,5÷10,8; Т:Ж=1:1,5; исходная концентрация. NaCN=0,25 г/л; время предварительного цианирования - 6 ч., время сорбционного цианирования - по 12 ч. Загрузка ионита АМ-2Б в процессе сорбционного цианирования составляет 3% от объема пульпы.

Методом рационального анализа изучены формы нахождения золота.

Чем больше глубина, тем больше свободного золота извлекается методом прямого цианирования, что подтверждается показателями сорбционного цианирования объединенных проб, отобранных из глубины 5-20 м (табл. 8).

Методом цианирования из проб отобранных из глубины 5-20 м можно извлекать золото относительно на 48-65% при содержании золота в исходной пробе 0,9-1,0 г/т (табл. 8).

Содержание золота в жидкой фазе питания сорбции составляет 0,09-0,25 мг/л и в жидкой фазе сбросной пульпы составляет менее 0,02 мг/л (табл. 9).

Таблица 8

Показатели сорбционного цианирования объединенных проб

Характеристика пробы	C _{NaCN} ост., г/л	рН кон	Расход (100%), кг/т		Содержание Au в тв., г/т			Извл., %
			NaCN	CaO	Исх.	П/ц.	Хв.	
Объединенная проба (К-642) 5-7 м	0,10	10,45	0,61	1,23	1,1	0,82	0,41	62,7
Объединенная проба (К-643) 8-10 м	0,10	10,60	0,63	1,35	1,1	0,64	0,49	55,5
Объединенная проба (К-644) 11-13 м	0,09	10,65	0,59	1,17	0,93	0,54	0,42	54,8
Объединенная проба (К-645) 14-16 м	0,09	10,60	0,64	1,22	0,93	0,51	0,48	48,4
Объединенная проба (К-646) 17-20 м	0,10	10,55	0,66	1,00	1,0	0,57	0,35	65,0

Таблица 9

Содержание золота и примесных элементов в растворе (питание сорбции) (глубина отбора – 5-20 м)

Характеристика пробы	Содержание в жидкой фазе, мг/л						
	Au	Ag	Cu	Co	Ni	Zn	Fe
Объединенная проба (К-642) 5-7 м	0,31	2,27	9,35	0,29	0,60	1,5	3,33
Объединенная проба (К-643) 8-10 м	0,35	2,70	9,25	0,30	0,55	2,5	2,98
Объединенная проба (К-644) 11-13 м	0,34	2,00	13,05	0,33	1,28	1,8	2,56
Объединенная проба (К-645) 14-16 м	0,32	1,97	22,45	0,33	0,63	2,0	2,34
Объединенная проба (К-646) 17-20 м	0,34	1,52	8,95	0,20	0,89	2,6	2,27

Проведенные обширные исследования возможности извлечения золота из вторичного сырья МЗИУ показывают:

- золото, по площади и глубинам хвостохранилища МЗИУ распределено неравномерно, концентрации варьируют в диапазоне ≈0,4÷3,0 г/т;
- среднее содержание золота по всему объему составляет 0,97 г/т и среднее сквозное извлечение составляет 48%;
- в режиме сорбционного цианирования на МЗИУ извлекается 15÷30% золота из проб отобранных с глубин 1÷2 м, 40÷45% золота из проб, отобранных с глубин 3÷5 м, 50÷60% золота из проб, отобранных с глубин более 5 м;
- отсутствуют корреляции золота с серебром, мышьяком, и железом в пробах отобранных ниже 2 м.

В настоящее время ведутся исследования по поиску способов увеличения, степени извлечения золота из отходов МЗИУ.

Список литературы:

1. Михин О.А., Саттаров Г.С., Лильбок Л.А., Аюпьян Ю.М., Блохин Н.Н. Исследования пространственного распределения золота в хвостохранилище Марджанбулакского золотоизвлекательного участка. // 1У- Международная конференция "Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохраняющие технологии освоение недр", тезисы докл. Навои 2005.
2. Михин О.А., Саттаров Г.С., Лильбок Л.А., Аюпьян Ю.М., Блохин Н.Н. К вопросу извлечения золота из вторичного сырья Марджанбулакского золотоизвлекательного участка НГМК // Материалы республиканского научно-технического семинара "Проблемы переработки минерального сырья Узбекистана". Ташкент-2005.

ПРИМЕНЕНИЕ ЯДЕРНО-ФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РЕНИЯ И ДРУГИХ ЭЛЕМЕНТОВ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОДУКТАХ МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Курбанов Б.И., ведущий научный сотрудник Института ядерной физики АН Уз, канд. техн. наук; **Арипов Г.А.**, ведущий научный сотрудник Института ядерной физики АН Уз, докт. физ.-мат. наук, профессор; **Гапурова О.У.**, младший научный сотрудник Института ядерной физики АН РУз; **Кист А.А.**, зав. лабораторией Института ядерной физики АН РУз, докт. хим. наук, профессор; **Барсукова Е.Г.**, инженер Института ядерной физики АН Уз

Одним из наименее распространенных элементов в земной коре является элемент № 75 - рений, не имеющий собственного месторождения. Мировая потребность его непрерывно растет, но пока ещё не удовлетворяется. Природный рений состоит из двух изотопов- ^{185}Re (37,4%) и ^{187}Re (62,6%). В настоящее время рений обнаружен в более 50 разновидностях минералов-носителей с содержанием от 1×10^{-8} до 1,5%, некоторые из них имеются в Узбекистане. Благодаря чрезвычайной близости геохимических свойств рения и молибдена они являются постоянными спутниками, значительная часть рения в земной коре встречается в виде примеси в молибдените [1]. Крупные месторождения молибденита есть в США, Армении, Чили, Казахстане, Узбекистане, Китае, Германии и Норвегии. При переработке руд медно-молибденовых месторождений нашей страны наблюдается достаточно высокая концентрация рения, что делает целесообразным его попутное извлечение. Основными промышленными источниками получения рения во всем мире являются медно-молибденовые, медные, свинцовые и полиметаллические руды. Самое эффективное и экономичное производство рения базируется на способах попутного извлечения ре-

ния при переработке этих руд.

В Институте ядерной физики АН Узбекистана в рамках ГНТП-13 проводятся работы по исследованию и разработке ядерно-физических методов и приборов для контроля содержания рения, золота и других ценных элементов в технологических продуктах и растворах медеплавильного и золотодобывающих производств Республики. Из-за недостаточности объема производства рения во всем мире, а также с расширением области использования (рений и его сплавы нашли эффективное применение в нефтехимии, атомной промышленности, электронике, авиа- и ракетостроении и других отраслях, заменяя при этом драгоценный металл – платину), стал очень ценным металлом. В связи с этим, научные направления, связанные с разработкой технологий, поиска источников сырья, а также аналитических методов контроля приобрели ещё большую актуальность (табл. 1, 2, рис. 1-3).

Ведутся работы по разработке высокоэффективных технологий получения рения [2, 3], методов и приборов определения его концентрации в различных объектах [4, 5].

При попутном извлечении рения из сбросных сернокислых технологических растворов медеплавильного производства заводские лаборатории обеспечивают контроль элементного состава во всех точках технологических цепочек в основном традиционным химическим методом. Ввиду длительности анализа и невозможности автоматизации такого контроля иногда затруднительно эффективно осуществление технологического процесса, в частности извлечения рения.

Исследуемые образцы технологических растворов отбирали из таких точек технологических цепочек сернокислотного цеха медеплавильного завода, контроль элементного состава в которых необходим для эффективного осуществления технологического процесса попутного извлечения рения из сернокислотных растворов. По данным химического анализа технологические растворы содержат: Re – 10-20 мг/л; Mo – 0,2 – 0,8 г/л; As – 3-7 г/л; Cu – 4-12 г/л; Zn – 20-30 г/л; Fe – 2-3,5 г/л; F – 4-8 г/л; Al – 2-5 г/л; Ca – 2-4 г/л; Ti – 0,1-0,3 г/л и другие элементы. Содержание H_2SO_4 в растворе составляет 12,8 г/л.

Таблица 1
Характеристики аналитических радионуклидов

Определяемый элемент	Радионуклид и его $T_{1/2}$	Аналитическая гамма-линия, кэВ
As	^{76}As 26 ч	559
Au	^{198}Au 2,7 д.	411
Cd	^{115}Cd 2,2 д.	528
Cu	^{64}Cu 12,7 ч	511
Fe	^{59}Fe 44,5 д.	1099
Mo	^{99}Mo (^{99m}Tc) 2,8 д.	140
Re	^{186}Re 3,8 д.	137
Zn	^{65}Zn 244 д.	1115

Авторами изучена возможность применения ядерно-физических методов анализа для определения этих элементов. Были использованы нейтронно-активационный (НАА) и нейтронно-радиационный (основанный на спектрометрии мгновенного гамма-излучения захвата нейтронов) методы анализа. Исследуемые образцы: 1 - исходный технологический раствор, 2 - раствор после сорбции, 3 – сорбент (твердый экстрагент) после насыщения основными металлами, 4 – десорбат, 5 – сорбент (твердый экстрагент) после десорбции, которые отбирали в ходе технологического процесса получения перрената аммония из сернокислых технологических растворов медеплавильного производства и 6 - готовый продукт – перренат аммония, подготовили для облучения на реакторе с режимами для короткоживущих, средне-живущих и долгоживущих радионуклидов.

Нейтронно-активационный анализ

Пробоподготовка. Аликвоту жидких образцов (до 1 мл) помещали в полиэтиленовые лодочки и упаривали под ИК-лампой. Твердые образцы высушивали при температуре 40°C и взвешивали. После этого образец помещали в полиэтиленовый пакетик, который затем запаивали и заворачивали в алюминиевую фольгу.

Облучение образцов проводили в вертикальном канале ядерного реактора ВВР-СМ Института ядерной физики АН РУз в течение 2-3 часов для определения по средне- и долгоживущим радионуклидам и в сухом канале в течение 20-30 сек для определения по короткоживущим радионуклидам. Плотность потока нейтронов составляет $5 \times 10^{13} \text{ см}^{-2} \text{ с}^{-1}$. При этом вместе с образцами также облучали образцы сравнения (эталон) с известным содержанием определяемого элемента. Аналитические радионуклиды и их гамма-линии приведены в табл. 1.

Измерение гамма-активности облученных образцов проводили на гамма спектрометре фирмы Canberra (США), состоящем из германиевого детектора HPGe GC1518 (относительная эффективность -15%, разрешение для линии ^{60}Co 1332 кэВ – 1,8 кэВ), цифрового анализатора DSA 1000 и персонального компьютера с программным пакетом Genie 2000 для набора и обработки гамма спектров.

Для определения по короткоживущим радионуклидам, остаток после упаривания 200 мкл жидкого образца или 50 мг твердого вместе с эталонами облучали в сухом канале ВВР-СМ в течение 20-30 сек. После

30 минутной выдержки измеряли гамма-активность образцов. Таким образом, определяли содержание меди по ^{64}Cu . Высокое содержание меди и мышьяка (рис. 1) не позволяет провести определение рения и цинка по их короткоживущим радионуклидам ^{186}Re ($T_{1/2} = 16,8 \text{ ч}$, 155 кэВ) и $^{69\text{m}}\text{Zn}$ ($T_{1/2} = 13,8 \text{ ч}$, 439 кэВ) в исходных растворах.

Поэтому, для определения остальных элементов образцы (остаток после упаривания 1 мл раствора или 150 мг твердого образца) облучали в течение 2-3 часов. Через 3 дня после облучения определяли As, Au, Cd, Mo, Re (рис. 2) по среднеживущим радионуклидам. Образцы выдерживали еще в течение недели, после чего определяли Fe и

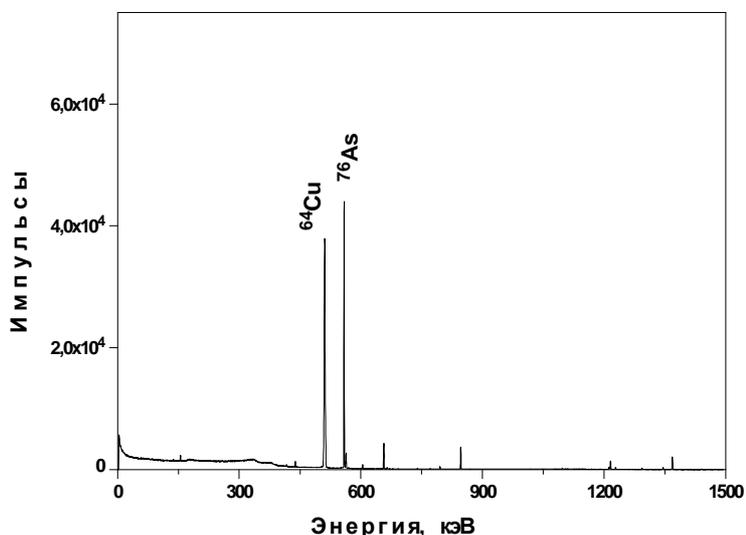


Рис. 1. Гамма-спектр образца (облучение – 30 сек. в сухом канале, выдержка – 30 мин., измерение – 300 сек.)

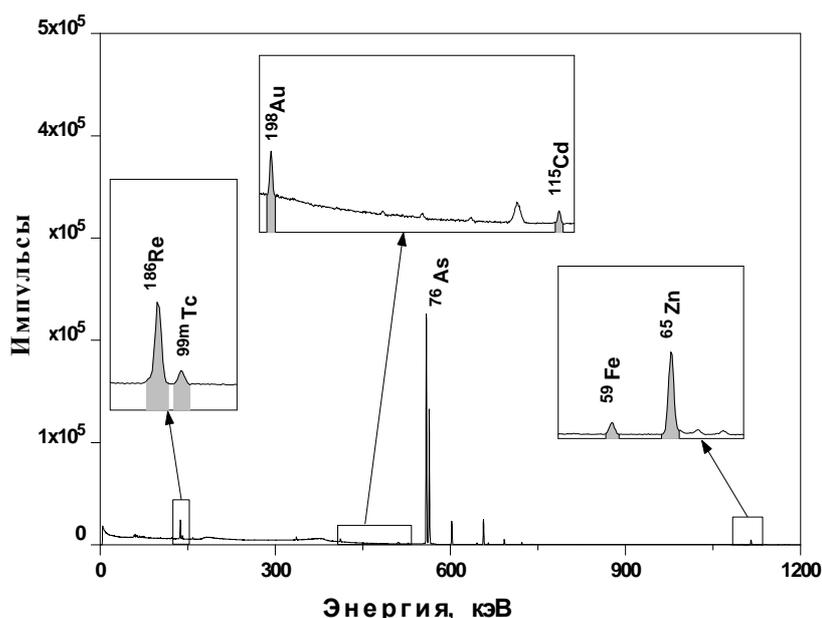


Рис. 2. Гамма-спектр образца (облучение – 3 ч в общем канале, выдержка – 3 дня, измерение – 600 сек.)

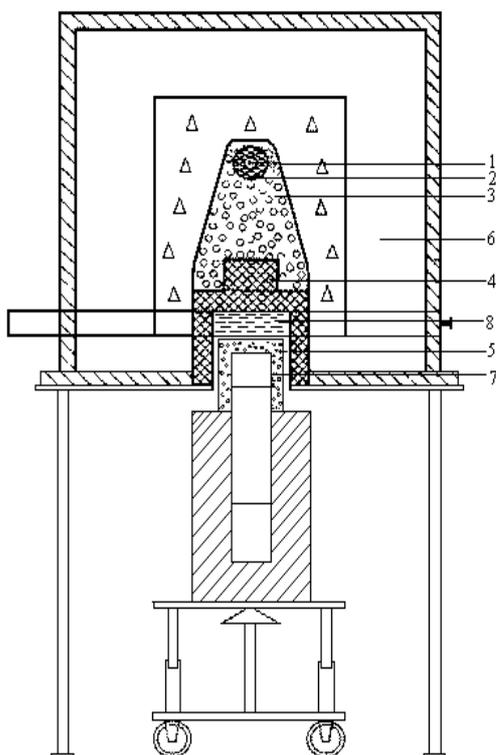


Рис. 3. Экспериментальная установка для нейтронно-радиационного анализа

Zn. В табл. 2 представлены результаты анализов элементного состава образцов технологических растворов и твердых экстрагентов.

Нейтронно-радиационный анализ

Среди ядерно-физических методов элементного анализа по своим принципиальным возможностям (мгновенность, дистанционность и неразрушаемость анализа, простота подготовки образцов и транспортабельность установки - при использовании радионуклидных нейтронных источников) выгодно для технологического контроля отличается метод, основанный на спектрометрии гамма-

излучения нейтронного захвата [6]. Этот метод в научной литературе на русском языке принят как: «Нейтронно-Радиационный Анализ» (НРА), на английском языке: «Prompt Gamma Activation Analyses» (PGAA). В данном методе исследуемый образец одновременно облучается тепловыми нейтронами и измеряется мгновенное гамма-излучения захвата нейтронов, спектр которого отличается от спектра остаточной гамма-активности радионуклидов.

С применением нейтронно-радиационного анализа исследованы возможности определения рения и других элементов в образцах технологических растворов и насыщенного после сорбции твердого экстрагента (поролас+триактиламином (ТАА)). Для этого собрана экспериментальная установка (рис. 3) на базе маломощного радионуклидного калифорниевое (²⁵²Cf) – источника нейтронов с выходом нейтронов 1x10⁷ нейтр/сек. Экспериментальная установка состоит из : источника нейтронов - 1, системы замедления – 2, 3, системы защиты от быстрых нейтронов и рассеянных гамма-квантов – 4, 5, биологической защиты персонала – 6, детектора гамма-излучения – 7 и исследуемого образца – 8.

Чтобы компенсировать сравнительно низкую плотность потока нейтронов от калифорниевое источника, исследуемый образец взяли в достаточно большом объеме, около 1 кг. При радиационном захвате нейтронов ядро рения испускает сложный спектр мгновенного гамма-излучения со следующими энергиями: 207,8 кэВ; 214,7 кэВ; 290,7 кэВ; 316,5 кэВ; 5134,8 кэВ; 5348,7 кэВ; 5910,2 кэВ; 6079,5 кэВ; 6119,8 кэВ. Сечение захвата тепловых нейтронов ядрами рения равно 88 барн. Значение фактора чувствительности этого метода по рению, определяемого из выражения: $\Phi = \sigma I / A$, в случае применения в качестве аналитической гамма- линии с энергией 316,5 кэВ, составляет - 1,41.

Расчеты, проведенные на основе экспериментальных данных показывают, что содержание рения в этих образцах можно определять, если его содержание в образце больше 0,3%. Из-за непрактичности измерения жидких растворов, были исследованы только твердые экстрагенты, насыщенные рением. Рений-содержащий образец - твердый экстрагент весом 1 кг поместили в экспериментальную установку на позицию одновременного облучения тепловыми нейтронами и измерения мгновенного гамма-излучения захвата нейтронов. Плотность потока тепловых нейтронов на поверхности образца составляла: 5x10³ нейтр/см²сек. Измерительная система состояла из гамма-спектрометра с полупроводниковым

Таблица 2
Результаты нейтронно-активационного анализа образцов медеплавильного производства

Элемент	Содержание элементов в образцах					
	Исходный раствор, г/л	Р-р после сорбции, г/л	Сорбент, насыщенный, г/кг	Десорбат, г/л	Сорбент после десорбции, г/кг	Готовый продукт, %
As	5,2	0,5	3,1	0,6	0,02	-
Au	3,5x10 ⁻⁴	-	6,4x10 ⁻³	-	5,7x10 ⁻⁵	-
Ca	3,2	2,5	0,3	0,2	-	3x10 ⁻⁴
Cd	8,4x10 ⁻²	4,2x10 ⁻³	0,3	-	-	-
Cu	8,1	3,2	35,7	1,4	3,2	4x10 ⁻⁵
Fe	2,3	0,4	6,4	2,7	1,8	3x10 ⁻⁴
Mo	0,5	0,05	8,3	2,6	0,1	7x10 ⁻⁵
Re	12x10 ⁻³	1,0x10 ⁻⁴	14,32	2,3	6x10 ⁻⁴	69,0*
Zn	24,2	0,06	0,4	-	0,06	-

*) Содержание рения в перренате аммония определено химическим методом

Ge(Li)-детектором и сцинтилляционным NaI(Tl)-детектором с размерами кристалла (80x90) мм.

В качестве аналитического пика была использована гамма-линия с энергией 316,5 кэВ. Хотя в этой области спектра наблюдается очень высокий гамма-фон, пик рения можно выделить. Чувствительность относительно рения составляла – 120 имп./% за время измерения 30 мин.

Заключение:

Исследованы возможности определения технологически важных элементов в технологических продуктах при попутном извлечении перрената аммония из сбросных растворов медеплавильного производства. Разработаны ядерно-физические методики определения этих элементов (рений, молибден, медь, железо, кальций и цинк) в сернокислых технологических растворах медеплавильного

производства АГМК с применением нейтроно-активационного метода анализа. Проведен анализ готового продукта – перрената аммония, чтобы установить концентрации примесных элементов.

Исследованы возможности определения рения методом нейтронно-радиационного анализа в образцах сорбента при разных степенях насыщения рением в сорбционной колонке в производственных условиях. Для этого разработана экспериментальная установка на базе маломощного радионуклидного (калифорний-252) источника нейтронов, которая позволяет исследовать гамма-спектры захвата нейтронов в аналитических целях, в частности для определения содержания рения. Изучены возможности нейтронно-радиационного определения рения в сорбенте при содержании рения в нем не менее 0,3 %.

Список литературы:

1. «Рений» «Кругосвет» ©. Энциклопедия 2006.
2. Зеликман А.Н., Меерсон Г.А. *Металлургия редких металлов*. М.: Наука, 1973. С. 423-426.
3. «Способ получения перрената аммония» Предварительный патент Р.Уз № ИДР 04551. Приоритет изобретения от 07.04.2000г. (Авторы: Саттаров Г.С., Галурова О.У., Кист А.А., Курбанов Б.И. и др.)
4. Автореферат диссертации на соискание ученой степени канд. техн. наук Салимова М.И. на тему: «Радиохимический нейтронно-активационный анализ высокочистых рения, молибдена, теллура, титана и ванадия». Ташкент, 1998г. 28с.
5. *Аналитическая химия редких металлов*. М. «Наука», 1985, 210с.
6. Гума В.И., Демидов, Миллер, Иванов. *Нейтронно-радиационный анализ*. М. Энергоатомиздат, 1984, с. 64.

УДК 622.7.017:533.411.068.5

© Акчурина Р.Х., Ходжиметова Н.С., Попов Е.Л., Ахмедов Х. 2007 г.

ОПЫТ КУЧНОГО ЦИАНИРОВАНИЯ ОКИСЛЕННОЙ РУДЫ УРУСАЙСКОЙ ПЛОЩАДИ

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

Кучное выщелачивание (КВ) как высокорентабельный и экологически безопасный метод прочно вошло в практику золотодобычи в США, Канаде, Австралии, ЮАР, КНР, Мексике, Чили, Португалии, России и многих других странах. Внедрение технологии КВ идет очень быстро и весьма эффективно. Переработка руды методом КВ включает следующие технологические операции: рудоподготовку, которая в зависимости от содержания золота, фильтрационных свойств, гранулометрического и минерального состава сырья может включать операции дробления, грохочения, шихтовки глинистых руд со скальными, окомкование мелких и тонкодисперсных фракций; выбор и подготовку площадки под КВ; подготовку гидроизоляционного основания (отсыпка глины, ее уплотнение, укладку полиэтиленовой пленки, отсыпку дренажного слоя,

укладку коллекторов сбора продуктивных растворов); складирование руды в штабель (кучу); орошение рудного штабеля цианистыми растворами; собственно выщелачивание золота; дренаж растворов через кучу; накопление золотосодержащих растворов в емкости и их отстаивание; извлечение золота из растворов; плавку осадков; обезвреживание отработанных рудных штабелей; рекультивацию отвалов и нарушенных земель [1-6].

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

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

В 1986 г. проведены опытно-промышленные испытания на рудах Куранахского рудного поля и залежи Физкультурная - Холодная Алданского района Якутии. В 1997 г. запущена в эксплуатацию установка КВ в Сахсорской золоторудной зоне производительностью 300 тыс. т, в 1998 г. – на руде залежи Комсомольская, в 1999-2000 гг. на рудах Пекревского и Бальского месторождений.

Переработка методом КВ руд с повышенным содержанием глины и шламов, а также лежалых хвостов гравитационного и гравитационно-флотационного обогащения, в связи с крайне медленной фильтрацией растворов не рентабельна. Данная проблема может быть решена путем предварительного окомкования выщелачиваемого материала. Основная цель окомкования заключается в получении пористого материала, устойчивого к механическому воздействию при его транспортировке и формировании кучи. При окомковании используют связующие: цемент, известь, отходы ряда производств и различные композиции на их основе [1].

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

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

Установлено, что технология КВ обеспечивает высокое извлечение золота и серебра из руд коры выветривания данного месторождения; выщелачивание крупной и мелкой (предварительно окомко-

ванной) фракции руды целесообразно проводить отдельно; учитывая значительное содержание глины в исходной руде, рекомендуется кучи насыпать небольшой высоты: из руды до 3 м, из окатышей не более 1,2 м.

В работе [6] проведены испытания кучного цианирования на пробе Т-40 золотосодержащей руды Янгиказганского месторождения. Исследованные пробы руды относятся к типу окисленных золотых руд. Содержание золота в пробе 2,7 г/т, серебра – 2,3 г/т. Главные рудные минералы: самородное золото, оксиды, гидрооксиды (гетит, гематит, ярозит) и сульфиды железа (пирит). Нерудные в основном состоят из кварца, слюдяных и глинистых минералов.

Руду подвергали кучному цианированию на укрупненно-лабораторной установке в течение 3 месяцев (96 суток). Извлечение золота на смолу составило 90%, серебра 75,3%.

Определены основные технологические показатели переработки руды методом кучного цианирования, составлен баланс золота по всей схеме, дано распределение золота и серебра по различным классам крупности, баланс растворов, определены удельная производительность кучи по растворам, количество влаги, удерживаемой материалом штабеля, оптимальные значения продолжительности цикла и концентрация реагентов. Расход реагентов по схеме составил (в г/т): цианистого натрия 753, едкого натра – 2110, смолы АМ-2Б – 5,2; гипохлорита кальция 194 (1140 г/м³). В результате проведенных испытаний сделан вывод, о том, что исследуемые руды могут перерабатываться методом КВ с высокими показателями по извлечению золота.

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

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

Расход реагентов по схеме (в кг/т): цианистого натрия 0,48-0,57; едкого натра – 0,93-0,98; гипохлорита кальция – 1,03-1,12. Руды, аналогичные по вещественному составу изученным пробам могут пе-

перерабатываться методом КВ с удовлетворительными показателями по извлечению золота.

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

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

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

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

В настоящей работе проводились испытания КВ технологической пробы № 7 Урусайской площади (рис., табл. 1-4).

Результаты химического анализа средней пробы руды (в %): SiO₂–60,0; Fe₂O₃–7,3; FeO–0,94; TiO₂–0,9; MnO–0,09; Al₂O₃–18,0; CaO–1,68; MgO–1,6; Na₂O–1,19; K₂O–3,44; P₂O₅–0,13; CO₂–0,88; Собщ–0,34; SO₃–0,33; H₂O–0,79; ппп–5,25; Au–1,7 г/т.

Исследуемая проба руды относится к типу окисленных золотосодержащих руд. Содержание золота в средней пробе 1,7 г/т.

Главные рудные минералы в пробе – золото самородное, оксиды и гидроксиды железа. Нерудная часть пробы представлена в основном кварцем, серицитом, полевыми шпатами.

Промышленно-ценным компонентом руды является золото. Основное количество его представлено самородной формой. Золото тонкодисперсное и мелкое. Концентраторами золота являются кварц, оксиды и гидроксиды железа, а также слюдястые минералы.

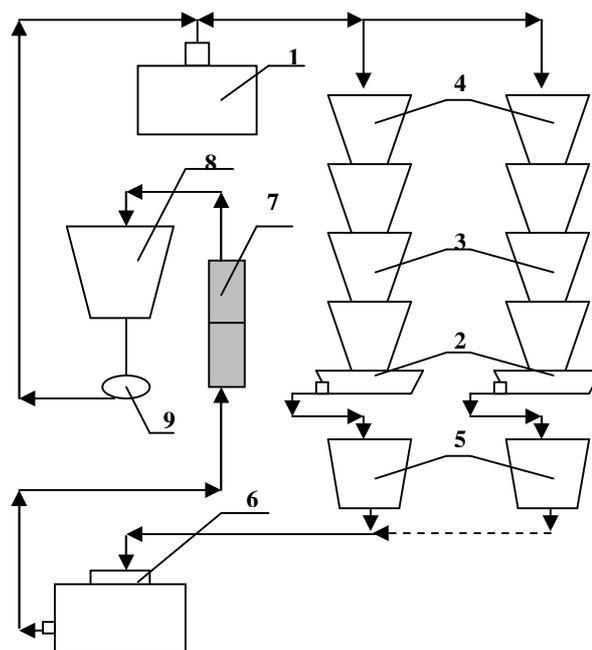
Согласно рациональному анализу цианируемое золото составляет 87,3% от общего содержания.

Учитывая довольно высокое содержание в пробе глинозема 18%, следует считать операцию окомкования обязательной при формировании кучи.

Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Условия опытов	
0,17	85,7	12ч	T:Ж=1:2
0,2	83,2	24ч	C _{NaCN} 0,04%
0,23	80,6	48ч	C _{CaO} -0,02%
0,14	88,2	12ч	T:Ж=1:2
0,32	73,1	24ч	C _{NaCN} 0,06%
0,15	87,4	48ч	C _{CaO} -0,02%
0,17	85,7	12ч	T:Ж=1:2
0,25	79,0	24ч	C _{NaCN} 0,1%
0,24	79,8	48ч	C _{CaO} -0,02%

Примечание: содержание золота в исходной пробе 1.19 г/т.

Для определения максимально возможного извлечения золота из исследуемых проб при цианировании были выполнены опыты на пробах крупностью –3+0 мм на бутылочном агитаторе. Цианирование на бутылочном агитаторе конструкции ИР-ГИРЕДМЕТА осуществлялось в открытых склянках



Наименование оборудования	Объем, дм ³	Кол-во
Емкость напорная	20	3
Поддон	8	3
Секция из 3-4 ведер	45-62	3
Питатель	15	3
Емкость для продуктивных растворов	15	3
Емкость для осветленных растворов	20	3
Колонка сорбционная	1	3
Емкость для обеззолоченных растворов	15	3
Насос вертикальный		3

Рис. Схема цепи аппаратов кучного выщелачивания

емкостью 0,75 л.

Навеску материала 100-200 г помещали в склянку, заливали водным раствором цианистого натрия заданной концентрации, добавляли необходимые количества защитной щелочи и перемешивали в течение необходимого промежутка времени.

Контроль за процессом осуществлялся определением концентрации цианистого натрия и защитной щелочи в пульпе.

Концентрацию цианистого натрия в исходных растворах и в пульпе определяли титрованием раствором азотнокислого серебра в присутствии одного из двух индикаторов: раствора Файгля или йодистого калия.

Последний применялся, если необходимо было последующее, после определения концентрации цианистого натрия, определение концентрации защитной щелочи. Пульпа подкреплялась до требуемой концентрации цианида и извести по мере их расхода. Концентрация цианистого натрия варьировалась в

пределах 0,04-0,1%; концентрация защитной щелочи (по CaO) поддерживалась постоянной –0,02%. Продолжительность цианирования изменялась от 12 до 48 час. Результаты опытов по цианированию руды, дробленой до 3 мм, показаны в табл. 1.

Руда не является сорбционно-активной.

Результаты опытов цианирования проб руды при различной крупности измельчения приведены в табл. 2.

Укрупненная лабораторная установка для определения параметров КВ состояла из 3÷4-х полихлорвиниловых ведер (емкостью 15,4 дм³ и с площадью верхней части 0,066 м²), имеющих перфорированные днища, поддона, приемных емкостей для осветления продуктивных растворов и сорбционных колонок (рис.).

Технологическая проба была разделена на три части, одна из которых дробилась до крупности – 25+0 мм (КВУ-1), другая до –15+0 мм (КВУ-2) и третья до –6+0 мм (КВУ-3) и подвергалась кучному

цианированию на укрупненно-лабораторной установке в течение 108 суток. Результаты извлечения золота по классам крупности приведены в табл. 3.

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

Примерно половина пробы, дробленная до 25 мм, додраблывалась до 6мм и рассеивалась на классы –6+3, –3+1 и –1+0 мм. Так же,

Таблица 2
Результаты цианирования исходной руды при различной крупности помола

Наименование продукта	Кл. кр. –0,2+0мм		Кл. кр. –0,1+0мм		Кл. кр. –0,074+0мм		Общие условия
	содер. Au, г/т	извлеч. Au, %	содерж. Au, г/т	извлеч. Au, %	содерж. Au, г/т	извлеч. Au, %	
Исходный материал	1,77	100	1,73	100	1,46	100	C _{NaCN} 0,06% T-12ч C _{CaO} 0,02% T:Ж=1:2
Хвосты цианирования без смолы	0,18	10,2	0,14	8,1	0,14	9,6	
Извлечение в раствор		89,8		91,9		90,4	
Хвосты сорбционного цианирования	0,12	6,8	0,1	5,8	0,07	4,8	Смола марки АМ-2Б 2% от объема пульпы
Извлечение на смолу		93,2		94,2		95,2	

Таблица 3
Результаты кучного цианирования руды

Класс крупности, мм	Выход, %		Содержание, г/т		Распределение золота после цианирования, %	Потери в твердом от класса, %	Извлечение на смолу, в раствор золота
	до цианир.	после цианир.	золота				
			до циан.	после циан.			
-25+15	12,37	12,1	1,95	0,23	15,0	11,54	88,46
-15+6	28,85	5,76	1,42	0,24	7,4	3,37	96,63
-6+3	7,63	27,42	1,03	0,28	41,3	97,7	2,3
-3+1	37,48	5,0	0,91	0,16	4,3	2,35	97,65
-1+0	13,67	49,72	0,74	0,12	32,0	59,0	41,0
Руда -25+0	100,0	100,0	1,19	0,186	100,0	15,9	84,1
-15+10	22,5	14,9	1,32	0,19	15,8	9,5	90,5
-10+6	20,44	21,0	1,32	0,24	28,2	18,67	81,33
-6+3	8,1	14,0	1,44	0,22	17,2	26,41	73,59
-3+1	36,8	18,5	1,09	0,17	17,6	7,83	92,17
-1+0	17,16	31,6	0,82	0,12	21,6	38,0	62,0
Руда -15+0	100,0	100,0	1,18	0,179	100,0	15,1	84,9
-6+3	19,1	17,0	1,52	0,28	25,9	16,4	83,6
-3+1	61,0	31,7	1,26	0,22	37,9	9,0	91,0
-1+0	19,9	51,3	1,06	0,13	36,2	31,6	68,4
Руда -6+0	100,0	100,0	1,27	0,18	100,0	14,5	85,5

как и в первом варианте, от каждого класса отбирались пробы для определения в них содержания золота и серебра. Мелкий класс -1+0 мм подвергался грануляции с жидким стеклом и последующей подсушкой. Затем ведра заполнялись вперемежку материалом пробы, начиная с мелкого класса.

Как видно из табл. 3, извлечение золота в раствор составило (в %): из КВУ-1 – 84,1; КВУ-2 – 84,9 КВУ-3 – 85,5. Следует отметить, что выхода классов различной крупности в ходе выщелачивания изменяются, причем выход мелких продуктов увеличивается. Так, например, выход мелкого класса при выщелачивании руды крупности -25+0 мм увеличивается с 13,67 до 49,72%. Лучше всего цианируется класс - 3+1 мм: извлечение золота из него для руды различной крупности варьирует в пределах 90,5-97,65%.

Интересно, что самый мелкий класс цианируется значительно хуже (извлечение в раствор 41-68,4%). Это, по-видимому, связано с использованием жидкого стекла в качестве связующего. Для промышленных условий следует рекомендовать цемент.

Определены основные технологические показатели переработки проб руды методом кучного цианирования, составлен баланс золота по схеме, баланс растворов, дано распределение золота по различным классам крупности, определена удельная производительность кучи по растворам, концентрации и расходы реагентов (табл. 4).

Расход реагентов по схеме составил (в г/т): цианистого натрия – 650-750; едкого натра – 3242-3815; жидкого стекла – 2200-2900; гипохлорита кальция – 700-780 г/м³; смолы АМ-2Б – 15 г/т.

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

В результате проведенных испытаний установлено, что руды, аналогичные по вещественному и гранулометрическому составу изученным пробам, могут перерабаты-

ваться методом кучного цианирования с высокими показателями по извлечению золота.

Таблица 4

Основные технико-экономические показатели переработки руд кучным цианированием

1	2	Ед. изм.	Показатели			
			Класс крупности, мм			
			-25+0	-15+0	-6+0	
3	4	5	6			
1	Содержание основных компонентов в руде:					
	золота	г/т	1,17	1,18	1,27	
	вредных примесей:					
	мышьяка	%	0,03	0,03	0,03	
	глинозема	%	18,0	18,0	18,0	
2	Масса пробы, взятая для испытаний	кг	69,5	74,05	85,3	
3	Удельная масса руды	кг/м ³	2700	2720	2740	
4	Насыпная удельная объемная масса руды	кг/м ³	1620	1675	1680	
5	Естественная влажность руды	%	1,2	1,3	1,3	
6	Выход рудной мелочи, подлежащей окомкованию	%	12,2	13,67	19,9	
7	Удельный расход растворов на орошение кучи (суточный объем растворов, отнесенный к ед. площади поверхности кучи)	л/м ²	150,6	131,8	116,7	
8	Удельный расход воды по схеме в т.ч свежей % от общего расхода оборотной % от общего расхода	м ³ /т	9,9	8,7	7,7	
		м ³ /т	0,8	0,7	0,6	
		%	12,5	12,8	15,3	
		м ³ /т	9,1	8,0	7,1	
	%	87,5	87,2	84,7		
9	Удельная производительность кучи по растворам (часовой объем растворов, отнесенный к ед. объема кучи)	ч ⁻¹	0,0040	0,0035	0,0025	
10	Содержание влаги, удерживаемой материалом штабеля	%	40,5	42,0	45,0	
11	Потери воды на испарение	м ³ /т	0,32	0,33	0,30	
12	Продолжительность цианирования кучи	сутки	108	108	108	
13	Концентрация цианистого натрия:					
		%	0,05	0,05	0,05	
	конечная	%	0,025	0,02	0,02	
14	рН выщелачивающих растворов		10-11	10-11	10-11	
15	Содержание золота в продуктивных растворах:					
		в начале процесса	мг/л	3,95	4,41	3,48
		в конце процесса	мг/л	3,62	4,05	3,28
16	Среднее содержание золота в обеззолоченных растворах	мг/л	0,05	0,055	0,052	
17	Объем продуктивных растворов на стадии насыщения	дм ³ /т	0,63	0,54	0,39	
		дм ³ /т	5,67	4,84	3,47	
18	Загрузка смолы	дм ³ /т	0,2	0,2	0,2	
		г	35	35	35	
19	Необходимое время сорбции	сутки	88	88	88	
20	Необходимое количество ступеней сорбции	шт	2	2	2	
21	Сорбционная емкость смолы в период испытания	мг/г	4,5	4,8	5,0	
22	Извлечение в раствор золота	%	84,1	84,9	85,5	
23	Извлечение на смолу из раствора золота	%	98,8	98,9	98,6	
24	Расход реагентов на окомкование:					
		цемент	г/т	5000	5500	7500
		на выщелачивание:				
		едкий натр	г/т	3242	3378	3815
		цианистый натрий	г/т	338,2	362,8	330,6
на обезвреживание	г/м ³	700	750	780		

Однако, из-за высокого содержания глинистых веществ будет затруднена фильтруемость продуктивных растворов. Предлагается для окомкования использовать цемент, расход которого может составить 5-7,5 кг/т руды.

На основании проведенных испытаний для реализации в промышленности рекомендуется крупность дробления исходной руды до 15 мм, при которой обеспечивается хорошая фильтруемость кучи при достаточно высоком извлечении золота - 84,9%.

Список литературы:

1. Дементьев В.Е., Татаринев А.П., Гудков С.С. Основные аспекты технологии кучного выщелачивания золотосодержащего сырья. Горный журнал, 2001.- №5
2. Сычева М.Н., Горенков Н.Л., Турлычкин В.М. Извлечение золота методом кучного выщелачивания из высокоглинистых кор выветривания. Горный журнал, №5, 2001.
3. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. М., «Недра», 1973.
4. Милованов Л.В. Очистка сточных вод предприятий цветной металлургии. М., «Металлургия».
5. Коростышевский Н.Б., Грабовский А.И., Рыбальченко А.А. и др. Методика исследования забалансовых золотосодержащих руд для переработки их процессом кучного выщелачивания. Тр., ЦНИГРИ, вып.139, «Обогащение и металлургическая обработка руд благородных и цветных металлов», М., 1978.
6. Минеев Г.Г., Синакевич А.С., Строганов Г.А. Промышленные испытания технологии кучного выщелачивания бедных песчано-глинистых руд. Цветные металлы, 1977. - №7.

УДК.669.21/23

© Кустова Л.А., Коротовских Г.А. 2007 г.

ВЛИЯНИЕ ВТОРИЧНЫХ ПРОЦЕССОВ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ПРИ СОРБЦИОННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ

Кустова Л.А., начальник ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Коротовских Г.А., зам. начальника ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Золотосодержащие руды отличаются большим разнообразием по вещественному составу и по свойствам ассоциации золота с минералами. При рассмотрении механизма растворения золотосодержащих руд при сорбционном выщелачивании следует обращать внимание на возможность протекания вторичных процессов, приводящих к техно-

логическим затруднениям. Процесс растворения минералов весьма сложный сам по себе, при выщелачивании золотосодержащих руд может сопровождаться вторичными явлениями, которые тормозят процесс в связи с образованием плёночных покрытий на растворяемых зёрнах, либо проявляются вторичные процессы ионообменного характера.

Конкретные доказательства влияния вторичных процессов на извлечение золота получены при изучении сорбционного выщелачивания золота из руд месторождения Мурунтау. В основном, явление «тормозящего эффекта» приходилось наблюдать при переработке на ГМЗ-2 некондиционной руды (табл. 1): с повышенным содержанием углерод-

Таблица 1
Технологическая характеристика некоторых типов некондиционной руды

Тип руды	Полуколичественный анализ		Количественный анализ					Содержание Au в хвостах сорбции, до и после эксперимента, г/т	Извлечение Au, %
	Содержание элементов, г/т		Содержание, %						
			Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CO ₂	S сульфидная		
С повышенным содержанием углеродсодержащих сланцев	300	100	6,3	69,5	11,2	0,30	0,61	0,410	75,7
								0,200	88,2
С повышенным содержанием Zn, Cu, Fe.	800	150	8,0	68,3	13,4	0,10	0,68	0,230	83,3
								0,180	86,9
Глинистая руда	100	80	6,5	67,0	19,0	<0,10	0,56	0,240	84,5
								0,190	87,7
Технологическая руда	80	60	6,2	70,1	12,0	0,11	0,78	0,160	89,5

цев, меди, цинка, железа и глинистой фракции. Во всех случаях содержание золота в балансовых хвостовых пробах значительно превышало регламентированное значение, что, естественно, повлияло на показатели извлечения. В табл. 1 показана технологическая характеристика некоторых типов некондиционной руды, поступавшей в переработку на ГМЗ-2. На рис. представлена кинетика растворения твердой фазы некондиционных руд, в сравнении с кинетикой растворения, так называемой, технологичной руды, т.е. руды, которая легко обогащается по технологичной схеме ГМЗ-2.

При повышенном содержании углеродсодержащих сланцев в руде, в процессе сорбционного выщелачивания, наряду с растворением золота наблюдается сорбция золота из жидкой фазы углеродсодержащей части руды, поскольку углеродсодержащие сланцы являются активными естественными сорбентами золота. Это приводит к повышению содержания золота в твердой фазе «в голове» процесса и смещению растворения в сторону хвостовых пачуков (рис.).

Результаты рационального анализа «хвостов» сорбции такой руды показали увеличение содержания золота в сростках в 4 раза, по сравнению со среднестатистическими данными (табл. 2), за счет сорбции органическим углеродом, содержащимся в твердой фазе хвостовой пульпы растворенного золота. В этой ситуации для снижения содержания золота в «хвостах» сорбции рекомендуется проводить сорбционное выщелачивание в «жестких» ус-

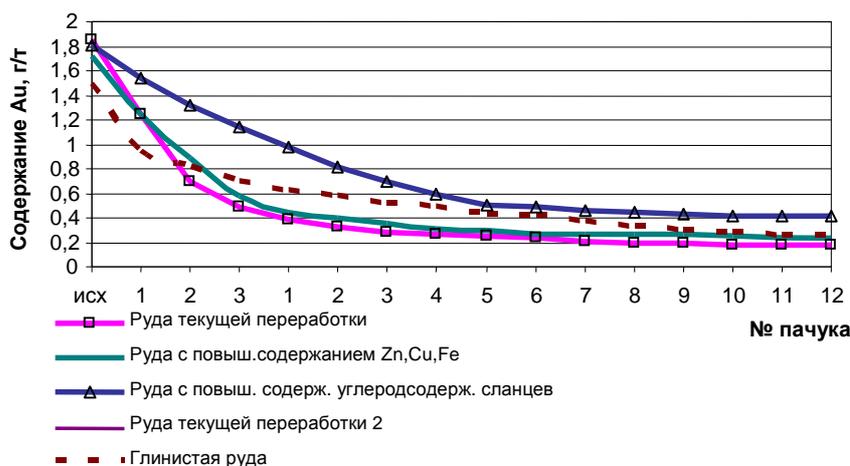


Рис. Кинетика растворения твердой фазы

ловиях при концентрации цианистого натрия – не менее 0,3 г/л, при повышенной концентрации анионита в пульпе (более 1%). Эффективность этой рекомендации была проверена в ходе эксперимента, когда дополнительное цианирование хвостовой пульпы при концентрации цианистого натрия – 0,160 г/л, при загрузке смолы – 1% в течение 24 ч. не дало положительного результата. Было проведено «жесткое» цианирование этой же пульпы при концентрации цианистого натрия – 0,3 г/л. После 24 ч. «жесткого» цианирования при загрузке смолы – 2% содержание золота в «хвостах» в сорбции снизилось с 0,41 г/т до 0,20 г/т.

В процессе сорбционного выщелачивания рудного материала с повышенным содержанием элементов цинка, железа и меди имеют место вторичные процессы, обусловленные тормозящим эффектом наличия примесей. Вследствие того, что медь, цинк и железо в цианистых средах растворяются

Результаты рационального анализа проб «питания» и «хвостов» сорбции при изменении качества отгружаемой руды

Таблица 2

Руда	Питание сорбции			Хвосты сорбции				
	Содержание золота, извлекаемого цианированием			Содержание трудноцианируемого золота общего, %	Содержание золота, извлекаемого цианированием			Содержание трудноцианируемого золота общего, %
	общего, %	свободного, %	в сростках, %		общего, %	свободного, %	в сростках, %	
С повышенным содержанием углеродсодержащих сланцев	88,8	17,2	71,6	11,2	44,4	Не обнаружено	44,4	55,6
С повышенным содержанием Zn, Cu, Fe	87,0	33,3	53,7	13,0	30,8	Не обнаружено	30,8	69,2
Глинистая руда	88,9	46,3	42,6	11,1	50,0	27,3	22,7	50,0
Руда текущей переработки	89,6	41,0	48,6	10,4	11,1	Не обнаружено	11,1	88,9

быстрее, чем золото, переходя в раствор, они образуют на активной поверхности золотин плёночные покрытия, тормозящие процесс дальнейшего рас-

сorbентами золота из цианистых растворов являются силикаты, алюмосиликаты и другие рудные компоненты.

Таблица 3
Результаты анализа концентраций примесей в жидкой фазе

Наименование пробы	Концентрация примесей в жидкой фазе, мг/л						
	Au	Zn	Cu	Fe	Co	Ni	Ag
Питание сорбции технологической руды	0,28	0,30	3,9	0,55	<0,25	0,25	0,10
Питание сорбции некондиционной руды	0,20	1,8	3,8	0,80	<0,25	0,25	0,10
Предварительное цианирование технологической руды	1,4	0,30	4,0	0,99	<0,25	0,25	0,10
Предварительное цианирование некондиционной руды	1,17	6,0	6,0	1,90	<0,25	0,25	0,10

творения золота. Об этом свидетельствует резкое повышение концентрации цинка, железа и меди в жидкой фазе, на стадии предварительного цианирования (табл. 3).

Характер и механизм образования плёнок в присутствии в цианистых растворах комплексных анионов цинка, железа и меди примерно одинаков: отрицательно заряженные анионы, такие как $Cu(CN)_3^{2-}$, $Zn(CN)_4^{2-}$, $Fe(CN)_6^{4-}$, адсорбируются поверхностью золота и тормозят процесс растворения.

Тормозящий эффект примесей возрастает в ряду: железо – цинк – медь. Поэтому, хотя в целом, растворение золота в «голове» процесса было удовлетворительным, в дальнейшем, в течение всего сорбционного цианирования идет устойчивое торможение растворения: при небольшой концентрации золота в жидкой фазе – 0,019 мг/л, содержание золота в «хвостах» 0,23 г/т (табл. 1).

Рациональный анализ проб «питания» и «хвостов» сорбции рудного материала с повышенным содержанием элементов цинка, железа и меди, представлен в табл. 2. Содержание золота в сростках в «хвостах» сорбции выше среднестатистических данных в 2,8 раза, содержание золота в «питании» сорбции – выше в 1,1 раза. Растворение золота в течение всего сорбционного цианирования заторможено, вследствие проявления вторичных процессов. Дополнительное цианирование хвостовой пульпы при концентрации цианистого натрия 0,198 г/л в течение 24 час. не дало положительного результата. И, только, проведение дополнительного цианирования, а затем сорбционного цианирования в «жестких» условиях при концентрации цианистого натрия 0,3 г/л, позволило снизить содержание золота в хвостах с 0,23 г/т до 0,18 г/т. В этом случае рекомендуется: сорбционное цианирование проводить в более жестких условиях, с концентрацией цианистого натрия 0,3 г/л.

Кроме углеродистых минералов естественными

ты.

По результатам рационального анализа содержание свободного золота в «хвостах» сорбции составило – 27,3% (табл. 2), хотя по среднестатистическим данным оно не обнаруживается. Высокое содержание свободного золота в «хвостах» сорбции указывает на то, что произошла сорбция золота из жидкой фазы хвостами цианирования. По данным проведенного седиментационного анализа, содержание шламов класса крупности –0,044 мм в измельченной пробе глинистой руды забалансового склада составило 25% и класса крупности –0,020 мм – 47%. Лабораторные исследования показали, что регламентируемая загрузка смолы – 1% способствует снижению содержания золота в «хвостах» сорбции (табл. 1).

Технологические трудности цианирования руд, содержащих глинистые соединения, заключаются в пониженном извлечении золота в раствор и значительных потерях не отмытого металла. Снижение извлечения золота в раствор и увеличение расхода цианида приводит к тому, что тонко-дисперсные частицы глинистых минералов, имея большую удельную поверхность, обладают заметной адсорбционной способностью по отношению к растворенному золоту и свободному цианиду.

В таких случаях не рекомендуется увеличивать время цианирования, т.к. это приводит к дополнительным потерям золота за счет сорбции его хвостами цианирования. При повышенной отгрузке глинистой руды рекомендуется проводить регулировку процессов классификации и сгущения, не затягивать цикл цианирования, своевременно проводить загрузку свежего анионита.

Приведенные примеры влияния переработки нерядовой руды на извлечение золота заставляют технологов принимать неординарные решения при ведении технологического процесса сорбционного выщелачивания некондиционной пульпы.

Список литературы:

1. И.Н. Масленицкий, Л.В. Чугаев. *Металлургия благородных металлов*. Москва «Металлургия» 1987.
2. А.С. Черняк. *Химическое обогащение руд*. Москва «Недра» 1987.
3. В.В. Лодейщиков. *Извлечение золота из упорных руд и концентратов*. Москва «Недра» 1968.
4. В.В. Лодейщиков. *Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом*. Москва «Металлургия» 1973.

РАСШИРЕНИЕ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ВСПОМОГАТЕЛЬНОЙ САМОХОДНОЙ ТЕХНИКИ – СОВРЕМЕННОЕ НАПРАВЛЕНИЕ ОТРАБОТКИ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Лобанов В.С., начальник лаборатории ГР «O'zGEOTEХLITI»; **Оруджов У.С.**, заместитель технического директора ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Кадыров Ф.Х.**, начальник горного отдела ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Кайгародов В.И.**, инженер лаборатории ГР «O'zGEOTEХLITI»; **Казаков Б.И.**, инженер лаборатории ГР «O'zGEOTEХLITI»; **Вахитов Р.Р.**, инженер лаборатории ГР «O'zGEOTEХLITI»

В последние годы с ростом объёмов и мощностей на шахтах горнодобывающей отрасли Узбекистана увеличивается значимость механизации не только основных, но и вспомогательных работ производственных процессов, поэтому растёт потребность приобретения специализированных самоходных машин [1, 2].

К машинам вспомогательного назначения относятся машины, входящие в состав основного технологического комплекса и механизующие такие вспомогательные работы, как зарядание шпуров и скважин, оборка заколов, набрызгбетонирование кровли и бортов выработок, а также платформы для перевозки людей и грузов, краны, топливозаправщики, передвижные мастерские и др.

По назначению вспомогательные машины могут быть: специальные – предназначенные для выполнения одной или нескольких операций технологического процесса (оборочки кровли, машины для установки анкерного крепления), универсальные – предназначенные для выполнения ряда вспомогательных работ (перевозка грузов и выполнения погрузочно-разгрузочных работ, перевозка гранулированных ВВ и зарядание скважин и т.д.).

Комплексы машин вспомогательного назначения должны обеспечивать выполнение всех вспомогательных задач процессов добычи и транспортировки руды при использовании минимального парка машин.

Рынок машин вспомогательного назначения, используемых на рудниках СНГ, представлен продукцией ПО «Рудмаш» (Россия), фирмы «BUMAR», «ZANAM - LEGMET» (Польша), «GIA INDUSTRI ab» (Швеция), «Kawasaki» (Япония). Эти фирмы выпускают большой ассортимент машин для вспомогательных работ. В табл. 1-4 представлены характеристики некоторых самоходных машин вспомогательного назначения в виде самостоятельных единиц вышеуказанных фирм, на рис. 1 – общий вид.

Отсутствие на шахтах горнодобывающей отрасли, эксплуатирующих самоходные машины, специальной техники для доставки материалов и оборудования, механизации погрузочно-разгрузочных и других вспомогательных работ приводит к использованию на этих работах транспортных машин основного назначения грузоподъёмностью 10-20 т, что снижает коэффициент их внутрисменного использования и экономическую эффективность прогрессивного самоходного доставочного оборудования.

На рудниках Кызылалма, Каульды Алмалыкского ГМК эту задачу решают традиционно за счёт приобретения специализированных машин, увеличивая тем самым металлоёмкость кубометра добы-

Таблица 1

Самоходные машины для доставки людей

Модель	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм	Количество перевозимых людей
Рудмаш (Россия)				
1ВЛГА	1980	2300	8450	25
УКР (Л)	2200	2150	5900	26
GIA industri ab (Швеция)				
Машина для перевозки людей (шасси GIA UV211)	2258	2280	7664	12-24
BUMAR (Польша)				
SWT-07L	2100	2200	7085	19
SWT-101L	2200	2450	9150	25



Рис. 1. Самоходные вспомогательные машины: А - УКР (Л); Б - 1ВЛГА; В - 1ВОМА; Г - SWT-3К; Д - SWT-3S/A; Е - SWPS-3(5Z)

Таблица 2

Самоходные транспортные машины					
Модель	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм	Эксплуатационная масса, кг	Примечание
ZANAM-LEGMET (Польша)					
SWT-3K	2400	2200	8000	12500	Транспорт материалов и взрывных средств
SWT-3D	2400	2500	9800	13500	Загрузочная коробка длина 4 м
SWT-3O	2400	2200	7000	11500	Маслорезервуары
SWT-3S	2400	2500	9800	13500	Длина 4 м с краном на шарнире
SWT-3S/A	2320	2500	9850	13000	до 2,7 м с краном на конце коробки
SWT-3T	2340	2200	8500	11500	Для транспортирования баллонов с сжатым газом
Рудмаш (Россия)					
1BOMA	1900	2250	7400	9800	С краном грузоподъемностью до 1 т. Масса перевозимого груза – до 4 т
GIA industri ab (Швеция)					
Машина для перевозки грузов (шасси GIA UV211, кран Hiab035)	2300	2491	7144	-	С краном грузоподъемностью до 10 т. Выполнение ремонтных и монтажных работ
BUMAR (Польша)					
SWT-101R	2200	2450	9025	13500	С краном. Масса перевозимого груза – до 4 т
SWT-07R	2100	2200	7085	8500	С краном грузоподъемностью до 2,15 т. Выполнение ремонтных и монтажных работ

ваемой горной массы.

Кроме того, повышается загрязненность рудничной атмосферы выхлопными газами. Недостаток

транспортировки топлива, гидравлического и моторного масел, смазочных материалов и отработанных масел;

- для перевозки материалов и погрузочно-разгрузочных работ, с краном грузоподъемностью до 2 т;

- для ремонта машин и габаритного оборудования (питатели) с краном грузоподъемностью до 10 т, возможностью подключения специализированного инструмента и размещения запасных частей;

- для выполнения срочных и специальных работ с использованием бетонных смесей, оснащенных средствами дозирования и транспортирования бетонных смесей к месту укладки;

- для прокладки кабелей, с возможностью установки барабанов с кабелем на платформе.

Это примерный перечень операций, обеспечивающий выполнение вспомогательных, ремонтных, монтажных и специальных работ, которыми должен быть укомплектован парк машин вспомогательного

При выборе комплексов вспомогательного назначения следует ориентироваться на приобретение машин, исполненных на основе **модульно-блочного принципа**, включающих транспортное шасси (тягач) со сменными модулями (кассетами). При нормальном развитии фронта горных работ для выполнения всего комплекса вспомогательных работ сменные модули (кассеты) должны быть оборудованы в соответствии со своим назначением:

- для перевозки людей, вместимостью до 20 человек;

- для перевозки взрывчатых веществ и зарядных машин;

- для заправки машин горючим, укомплектованные резервуарами для

Самоходные машины для доставки ВМ				
Модель	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм	Примечание
GIA industri ab (Швеция)				
Машина для перевозки ВВ (шасси GIA UV211)	2258	2280	7664	-
BUMAR (Польша)				
SWT-07M	2100	2200	7085	Перевозка ВМ и людей (7чел). Грузоподъемность 7т. Имеется ящик для ЭД 800х300х300мм
SWT-101	2200	2450	8500	Перевозка ВМ и людей (4чел). Грузоподъемность 5т.
SWT-07MW	2100	2200	7192	Перевозка гранулированных ВВ, СИ, патронированных ВВ, механизированное зарядание.

такого решения будет усугубляться и значительными затратами денежных средств на узкоспециализированные машины, которые будут недостаточно загружены в течение рабочей смены, что приведёт к «замораживанию» техники на рудниках.

назначения.

В идеале для выполнения множества задач, стоящих перед производителями, достаточно одного самоходного шасси, оснащённого комплексом кассетных машин.

Фирма «Эймко» по праву считается одним из пионеров производства универсальных пневмоколёсных шасси (на базе ПТМ), оборудованных специальной быстроразъёмной системой (QDS) модулей, включающей специальные рычаги (соединитель), которые позволяют оператору из кабины в течение нескольких минут погрузочный ковш заменить каким-либо модулем.

На ПО Рудгормаш (Россия) на базе шасси 1BOM01A предпринимаются попытки создания серии кассетных машин для перевозки людей, заправщика ГСМ и др.

Рассмотрим, например, Многоцелевой Транспортёр со Сменными Кассетами DUX Модели P1 – Porter фирмы DUX MACHINERY CORPORATION (Канада), которая выпускает большой ассортимент как самостоятельных, так и модульно-блочных вспомогательных машин.

Многоцелевой транспортёр DUX P1-Porter со сменными кассетами является наиболее производительной транспортной системой, предназначенной для эксплуатации в шахтах. Наряду с минимальными капитальными затратами, система обладает непревзойденной гибкостью при эксплуатации, рационализируя транспортировку персонала, материалов и оборудования.

При использовании DUX P1-Porter (транспортёр) один оператор может качественно и безопасно выполнять загрузку и разгрузку многоцелевых сменных кассет за считанные минуты.

Имеющиеся в наличии многоцелевые кассеты DUX представлены на рис. 2: Модельный ряд многоцелевых сменных кассет компании DUX постоянно расширяется для удовлетворения новых запросов потребителей.

Тип такой вспомогательной машины со съёмными модулями можно рекомендовать для работ на месторождении «Зармитан».



Рис. 2. Многоцелевой Транспортёр со Сменными Кассетами DUX Модели P1 – Porter: А - тягач и кассета для транспортировки топлива (бак ёмкостью 4540 л); Б – кассета с крановой стрелой (НИАВ модели 071А грузоподъёмностью 3 тонны); В – кассета оборудования для техобслуживания; Г – кассета для транспортировки горюче-смазочных материалов (ёмкости - 1211 л, 303 л-2 шт, 416 л, 2233 л, 95 л); Д – для перемешивания раствора бетона (ёмкость от 3.2 до 4 м³); Е – для перевозки персонала (количество пассажиров-16); Ж – кассета-платформа (2135 мм-ширина, 3660 мм-длина, с передним ограждением, бортами высотой 152.4 мм); З – для транспортировки взрывчатой тротиловой смеси (AN/FO) (с двумя 2.0 м³ резервуарами из нержавеющей стали, окруженными защитной конструкцией); И – для транспортирования взрывчатых веществ

Таблица 4

Самоходные топливно-смазочные машины

Модель	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм	Ёмкость резервуаров, литр	Число резервуаров
ZANAM-LEGMET (Польша)					
SWPS-4	2500	2450	8700	418	8
SWPS-3(5Z)	2400	2200	8400	368	5
SWPS-5	2440	2330	9250	630	5
GIA industri ab (Швеция)					
Машина для перевозки ГСМ (шасси GIA UV111)	1774	2280	6729	800	1
				400	3
BUMAR (Польша)					
SWT-07P	2100	2200	7525	2000	1
				1000	1
				500	2
				200	1
SWT-101P	2200	2450	8250	2000	1
				400	1
				320	2
				500	1
				100	1

Здесь в начальный период строительства наклонного ствола потребность в машинах вспомогательного назначения минимальная, поскольку необходимый объем ремонтных, монтажных и сервисных работ может быть обеспечен за счет специализированных цехов, расположенных на промплощадке наклонного ствола.

Поэтому, в начальный период можно ограничиться закупкой одного транспортного шасси требуемого типоразмера и сменных кассет: одной для производства специальных работ с использованием бетонных смесей (укладка бетона, набрызгбетонирование, установка железобетонных анкеров и т.д.) и другой – для производства ремонтных работ с краном грузоподъемностью до 10 т, возможностью подключения специализированного инструмента, производства сварочных работ и размещения запас-

ных частей.

По мере расширения объемов горных работ и удаления от промплощадки наклонного ствола следует предусмотреть закупку еще одного транспортного шасси со сменными кассетами, охватывающими весь необходимый спектр вспомогательных работ (перевозка людей и грузов, транспортировка ГСМ, производство ремонтных, монтажных и сервисных работ).

Такие системы (шасси – на базе тягачей и многоцелевые сменные кассеты) позволяют значительно снизить время простоя оборудования, уменьшить парк машин. Эти системы более экономичны и имеют большой коэффициент использования по сравнению с обычным вспомогательным оборудованием, разработанным для использования в конкретных целях.

Список литературы:

1. Каплунов Д.Р., Левин В.И., Блюм Е.А. Направления совершенствования механизации подземной добычи руд. – М: ИПКОН, 1987.
2. Каталоги и проспекты фирм: ZANAM-LEGMET (Польша), GIA industri ab (Швеция), BUMAR (Польша), Рудмаш (Россия), DUX MACHINERY CORPORATION (Канада), Kawasaki (Япония).

УДК 66.045:536.27

© Агзамов Ш.К., Казенин Д.А. 2007 г.

ФИЗИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА СОЛЕОТЛОЖЕНИЯ В ТЕПЛООБМЕННЫХ АППАРАТАХ

Агзамов Ш.К., ректор НГГИ, канд. техн. наук; Казенин Д.А., профессор кафедры «Процессы и аппараты» Московского государственного университета инженерной экологии, докт. техн. наук

Рассмотрим последовательно процессы стадии адсорбции, поверхностной диффузии и встраивания молекул карбоната кальция в кристаллическую решетку кальцита (рис. 1-8). Взаимодействие электролита с поверхностью адсорбента может быть различным [1]. Во-первых, может происходить молекулярная адсорбция из раствора, напоминающая по типу адсорбцию из газовой фазы. Во-вторых, даже при отсутствии полярности поверхности, адсорбция ионов какого-либо типа может оказаться более предпочтительной. Так, организуется потенциал-определяющий слой и все остальные составляющие двойного слоя. По данным [1] потенциал - определяющим ионом в растворе кальцита при значениях pH вплоть до 9,5 является H^+ , существующий в форме ионов гидроксония. Ионы кальция могут, по-видимому, входить лишь в состав диффузной части двойного слоя. Отсюда следует, что реакция $Ca^{2+}CO_3^{2-} \rightleftharpoons CaCO_3$ может идти лишь в объ-

еме, и молекулы карбоната кальция могут попадать на поверхность только с помощью механизма молекулярной адсорбции. Абсолютные значения концентраций $CaCO_3$ в растворе сравнительно невелики. Поэтому, формально можно воспользоваться адсорбционно-десорбционной кинетикой, даваемой теорией Лэнгмюра [1], хотя последняя и была построена для поверхностей раздела твердое тело - газ. Для получения количественных соотношений используем модель, аналогичную модели Диттмара и Ноймана в диффузионно-дислокационной теории роста нитевидных кристаллов [2]. Суть модели заключается в том, что на поверхности кристалла существуют активные зоны встраивания молекул в кристаллическую решетку - места выхода дислокационных ступеней. К ним примыкают области сбора, по всей площади которых происходит адсорбционно-десорбционный обмен молекулами с контактирующим раствором и вдоль которых происхо-

дит поверхностная диффузия адсорбированных молекул в направлении поглощающих эти молекулы активных зон. Если начало оси поместить на ступени и направить ее по нормали к ступени вдоль поверхности кристалла, то размер области сбора будет характеризоваться некоторой средней длиной l . В квазистационарном приближении баланс адсорбированной массы будет описываться уравнением (1) с краевыми условиями (2) (3):

$$D \frac{d^2 \Gamma}{dx^2} + b \left(1 - \frac{\Gamma}{\Gamma_\infty}\right) \cdot c - a \cdot \Gamma = 0. \quad (1)$$

С краевыми условиями:

$$D \frac{d\Gamma}{dx} \Big|_{x=0} = \wp \cdot \Gamma \Big|_{x=0}, \quad (2)$$

$$\frac{d\Gamma}{dx} \Big|_{x=l} = 0. \quad (3)$$

где: Γ - есть абсолютная адсорбция молекул карбоната кальция ($\text{кг}/\text{м}^2$); D - коэффициент поверхностной диффузии адсорбированных молекул вдоль поверхности ($\text{м}^2/\text{с}$); b - коэффициент адсорбции ($\text{м}/\text{с}$); a - коэффициент десорбции ($1/\text{с}$); Γ_∞ - максимальная адсорбция ($\text{кг}/\text{м}^2$); c - концентрация молекул карбоната кальция в растворе ($\text{кг}/\text{м}^3$); \wp - константа кристаллохимической реакции встраивания молекулы в решетку ($\text{м}/\text{с}$).

Величина $\left(1 - \frac{\Gamma}{\Gamma_\infty}\right)$ представляет собой своеобразный коэффициент конденсации - долю незаполненной адсорбцией поверхности. Следует заметить, что при отсутствии диффузионного члена, уравнение (1) дает ленгмюровскую изотерму адсорбции:

$$\Gamma_* = \frac{\frac{b \cdot c}{a}}{1 + \frac{b \cdot c}{a \cdot \Gamma_\infty}} \quad (4)$$

Решение краевой задачи (1) - (3) имеет вид:

$$\Gamma(x) = \Gamma_* \left[1 - \frac{\frac{\wp}{D} ch \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} (l-x)}{\frac{\wp}{D} ch \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} \cdot l + \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} \cdot sh \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} \cdot l} \right]. \quad (5)$$

Отсюда видно, что при отсутствии встраивания ($\wp = 0$) адсорбция всюду будет однородной и ленгмюровской. Используя (5), можно найти характеризующий кинетику нарастания слоя солеотложений поток кристаллизующего вещества на стенку трубы $j (\text{кг}/\text{м}^2 \cdot \text{с})$. Если обозначить через b (м) среднюю длину ступени, а через N ($1/\text{м}^2$) число ак-

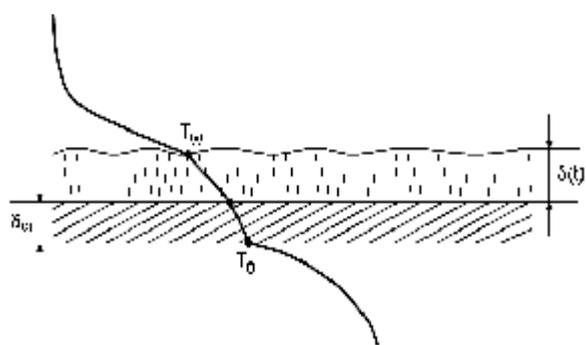


Рис. 1

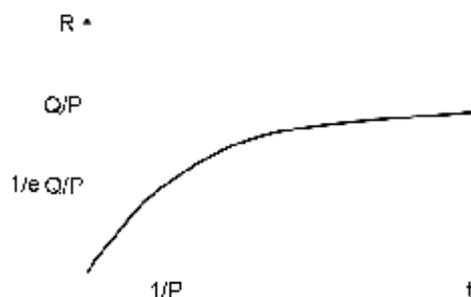


Рис. 2

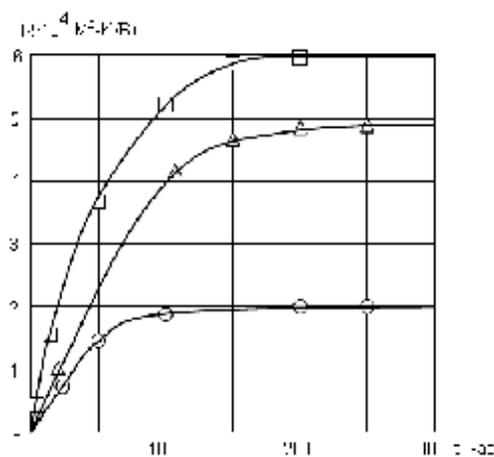


Рис. 3

тивных зон на 1 м^2 поверхности, то согласно (2) и (5)

$$j = Nb \wp \Gamma(o) = Nb \frac{D\Gamma_* \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} \cdot th \cdot \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} \cdot l}{1 + \frac{D}{\wp} \cdot \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} \cdot th \cdot \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} \cdot l} \quad (6)$$

Обычно реакция встраивания не является лимитирующей [2], т.е. \wp весьма велико. При $\wp \rightarrow \infty$ имеем следующую асимптотику:

$$j = NbD\Gamma_* \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} th \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} l \quad (7)$$

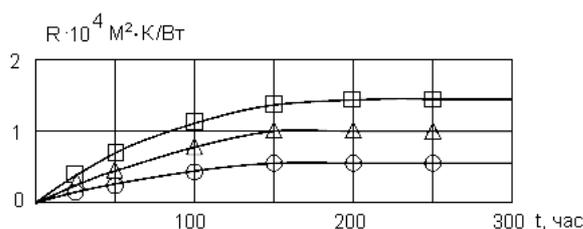


Рис. 4

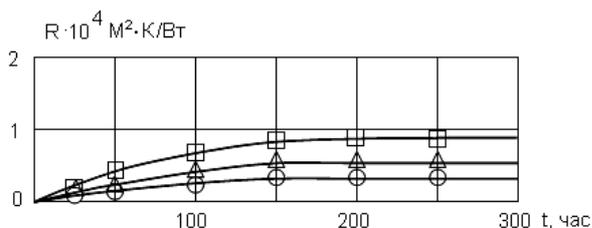


Рис. 5

Удобно провести дальнейший асимптотический анализ, с учетом предельных форм Закона (4.4):

$$j = bceNb, \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} l \ll 1 \quad (8)$$

$$j = bc\sqrt{\frac{D}{a}}Nb, \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} l \gg 1, \frac{bc}{a\Gamma_\infty} \ll 1 \quad (9)$$

$$j = \sqrt{bcD\Gamma_\infty}Nb, \sqrt{\frac{bc}{D\Gamma_*}} l \gg 1, \frac{bc}{a\Gamma_\infty} \gg 1 \quad (10)$$

Нас интересует, прежде всего, как зависит j от температуры. Величины N, b, l, Γ_∞ от температуры практически не зависят. Величина c , как мы выяснили в разделе 3, меняется с температурой симбатно. Величина bc пропорциональна частоте соударения молекул карбонат кальция с поверхностью [1], т.е. коэффициент адсорбции b есть величина, пропорциональная тепловой скорости молекул CaCO_3 в растворе. В случае адсорбции из газовой фазы $b = \sqrt{RT/2p} \cdot m$. По-видимому, и в случае адсорбции из раствора следует ожидать, что b симбатно меняется с температурой. Наконец, коэффициент поверхностной диффузии D и коэффициент десорции a являются экспоненциально активными величинами (9), причем энергии активации перескока (диффузии) и отрыва (десорбции) молекул различаются незначительно и, следовательно, изменяются с температурой. Из приведенного анализа следует, что в случаях (8) и (10) бесспорно, а в случае (9) почти наверняка j убывает с уменьшением температуры поверхности. Кстати, температура поверхности теплообменника убывает не только за счет турбулизации потока. По мере нарастания слоя отложений растет и его термическое сопротивление. Это приводит к постепенному

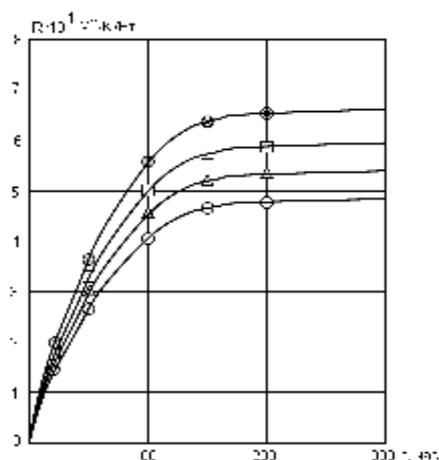


Рис. 6

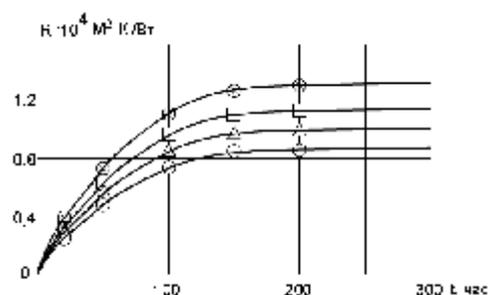


Рис. 7

замедлению интенсивности накипеобразования. Толщина слоя солеотложений с течением времени стабилизируется, что видно на рис. 1-2.

Следует заметить, что при значительных пере-сыщениях возникает вероятность гомогенного зародышеобразования и роста кристаллов в потоке. Однако, высокие значения турбулентного касательного напряжения не допускают адгезии осаждающихся кристаллов на стенке, и последние уносятся потоком. Таким образом, даже в условиях гомогенного зародышеобразования механизм роста слоя солеотложений остается прежним. Для уменьшения адгезии гетерогенных зародышей иногда используют полимерные покрытия стенки канала.

Проведем теперь приближенный анализ макрокинетики нарастания слоя солеотложения. Элементарный баланс массы даёт:

$$r \frac{dd}{dt} = j; d(0) = 0 \quad (11)$$

где: r - плотность, d - толщина слоя солеотложения.

В предыдущих разделах была показана симбатность изменения потока массы j с температурой раствора у стенки T_w . В линейном привлечении можно записать:

$$j = j_0 - \frac{dj}{dT} \cdot (T_{ow} - T_w) \quad (12)$$

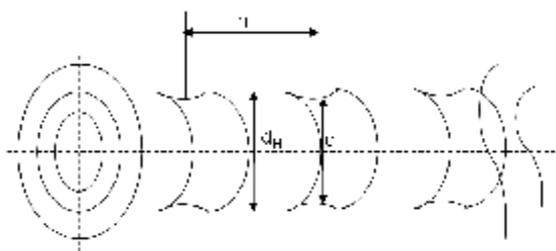


Рис. 8

Здесь индексом «ноль» помечены значения величин в начальный момент, при нулевой толщине слоя. Величины j_0 и $\frac{dj}{dT}$ могут быть оценены по формулам типа (7) – (12). Для оценки $(T_{OW} - T_W)$ обратимся к рассмотрению условий теплообмена (рис. 1). На рис. 1 качественно изображено распределение температур в стенке, слое и теплообменивающихся средах.

Анализ аддитивных термических сопротивлений изображенных на рис. 1 схемы теплопередачи даёт следующие оценки:

$$\frac{1}{a_1} \approx 10^{-3} \frac{M^2 \cdot K}{Bm}; R_{cm} = \frac{d_{cm}}{I_{cm}} \approx 10^{-5} \frac{M^2 \cdot K}{Bm};$$

$$R = \frac{d}{l} \approx 10^{-4} \frac{M^2 \cdot K}{Bm}; \frac{1}{a_2} \approx 10^{-3} \frac{M^2 \cdot K}{Bm}$$

Отсюда следует, что общее термическое сопротивление меняется по мере нарастания слоя не слишком значительно, и значит приближенно можно считать, что тепловой поток и температура стенки со стороны теплоносителя не зависят от времени, т.е. $q_W = const; T_0 = const$

Тогда, можно записать два соотношения:

$$q_W = \frac{T_0 - T_W}{\frac{d}{l} + R_{cm}}; q_W = \frac{T_0 - T_{OW}}{R_{cm}} \quad (13)$$

из которых находим:

$$T_{OW} - T_W = q_W \cdot \frac{d}{l} \quad (14)$$

Подставляя (14) и (13) в (11), получим в терминах термического сопротивления слоя:

$$\frac{dR}{dt} + DR = Q; R(0) = 0 \quad (15)$$

где: $R = \frac{d}{l}; D = \frac{\partial j}{\partial T} \cdot \frac{q_W}{rl}; Q = \frac{j_0}{rl}$

Откуда,

$$R(t) = \frac{Q}{P} \cdot (1 - e^{-Pt}) \quad (16)$$

График этой функции, приведенный на рис. 2, качественно воспроизводит экспериментальные конфигурации изображения на рис. 3-8.

Список литературы:

1. Адамсон А. Физическая химия поверхностей. М.: Мир, 1979, 568 с.
2. Гиваргизов Е.И. Рост нитевидных и пластинчатых кристаллов из пара. М.: Наука, 1977, 304 с.

УДК 622. 0

© Петухов О.Ф., Лильбок Л.А., Колпакова Е.В., Саттаров Г.С., Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И. 2007 г.

КИНЕТИКА БИООКИСЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА (+2) В СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРАХ

Петухов О.Ф., главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Лильбок Л.А., начальник лаборатории ТигТ ЦНИЛ НГМК; Колпакова Е.В., руководитель группы ЦНИЛ НГМК; Саттаров Г.С., начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; Куканова С.И., руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; Зайнитдинова Л.И., стар. науч. сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук

Проблема получения экологически чистых окислителей и последующего их использования при выщелачивании металлов из руд и концентратов является одной из наиболее актуальных задач в гидрометаллургии и геотехнологии. Известно, что ионы Fe^{+3} являются эффективными окислителями (катализаторами окисления) металлов при их выщелачивании из руд сернокислыми растворами [1]. В результате окисления ионы Fe^{+3} восстанавливаются до ионов Fe^{+2} , и перед технологами стоит за-

дача их повторного окисления в оборотных растворах до трёхвалентного состояния. В практике сернокислотного выщелачивания урановых руд в качестве окислителя Fe^{+2} широко использовался пирролизит (MnO_2) [2], в меньшей степени - азотная и азотистая кислоты [3]. К недостаткам применения этих окислителей относится высокая стоимость и токсичность продуктов их окисления (Mn^{+2}, NO_3).

Кинетика окисления Fe^{+2} наиболее полно изучена у *A.ferrooxidans*. Увеличение числа клеток

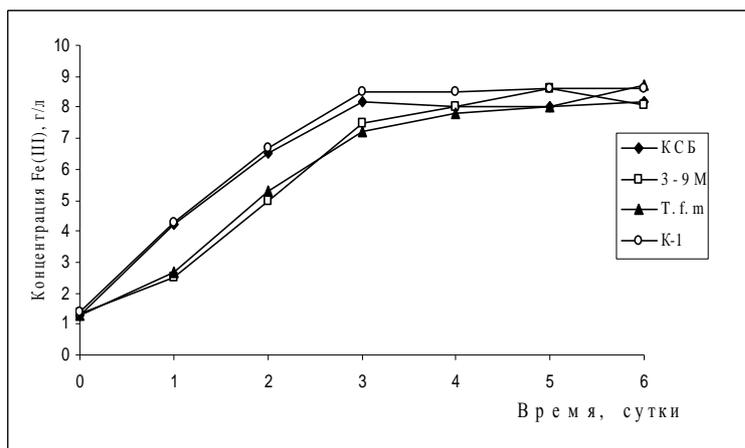


Рис. 1. Окисление железа различными ассоциациями железоокисляющих бактерий при 30 °С в периодической культуре

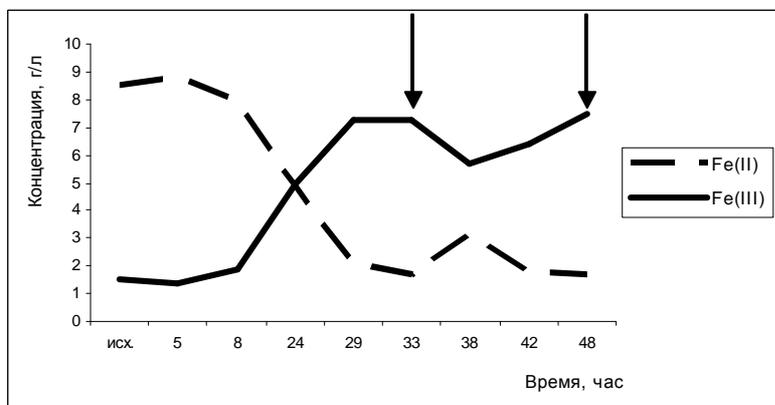


Рис. 2. Развитие микроорганизмов в условиях послынного культивирования (стрелками указано внесение питательной среды)

Таблица
Геохимическая активность бактерий в условиях послынного культивирования

Время, час	pH	Fe ³⁺ , г/л	Fe ²⁺ , г/л
Исх.	1,57	1,53	8,52
5	1,67	1,39	8,76
8	1,63	1,87	7,92
24	1,67	4,97	4,90
29	1,69	7,25	2,10
33	1,68	7,30	1,68
38	1,53	5,70	3,20
42	1,59	6,40	1,80
48	1,68	7,65	1,35

A.ferrooxidans всего на один порядок позволяет ускорить процесс окисления железа в 3 раза даже при температуре 8-9⁰С. [4] Использование в качестве окислителя Fe⁺² бактерий позволит не только удеше-

вить процесс, но и исключить образование в растворах токсичных продуктов окисления. Кроме того, процесс биоокисления Fe⁺² является основой для получения чистых солей и гидроокислов трёхвалентного железа при переработке железосодержащих отходов [5].

Учитывая, что процессы биоокисления по времени весьма продолжительны, изучение кинетики и поиск факторов, ускоряющих процесс, представляют собой важную научную и практическую задачи.

Целью исследований являлась разработка методов крупномасштабного культивирования микроорганизмов для использования их в процессе бактериального выщелачивания урана.

Исследования проводились с использованием железного купороса, полученного в промышленных условиях при сернокислотном разложении магнитной фракции [6], и соответствующего ГОСТ 6981-94. Процесс биоокисления проводили в термостатированном реакторе, снабжённом электромеханической мешалкой. В нижней части реактора, под мешалкой был установлен диспергатор для подачи очищенного от масла сжатого воздуха. Контроль pH, Eh и концентрации растворённого кислорода осуществляли с применением иономеров МХ-300 фирмы Mettler-Toledo. Концентрацию ионов Fe⁺² и Fe⁺³ в растворе определяли титриметрическим методом с трилоном-Б (табл., рис. 1-3). В настоящее время

выделены различные формы кислотолюбивых железоокисляющих микроорганизмов, участвующих в процессах разрушения сульфидных минералов.

Однако доминирующим микроорганизмом в области биогидрометаллургии на протяжении многих лет является культура бактерий *A. ferrooxidans*. Эти бактерии, окисляющие практически все сульфидные минералы, играют в процессах выщелачивания двойную роль:

- 1) непосредственно окисляют сульфидные минералы (энзиматическое воздействие);
- 2) окисляют закисное железо и получаемое трехвалентное железо, которое является, в свою очередь, окислителем сульфидных минералов.

Для определения наиболее активной культуры бактерий нами был проведен скрининг культур, находящихся в коллекции группы биоготехнологии лаборатории водной и рудной микробиологии.

В работе использовались ассоциации микроорганизмов:

1. Ассоциация КСБ, выделенная из зоны микроразнонального окисления сульфидной руды месторождения Кокпатас, с преимущественным содержанием *A. ferrooxidans*;

2. Ассоциация 3–9М, выделенная из сульфидной руды месторождения Марджанбулак;

3. *A.ferrooxidans* штамм Т.f.m, выделенный из руды месторождения Кальмакыр;

4. Ассоциация К–1, выделенная из зоны микрзоанального окисления сульфидной руды месторождения Кокпатас и состоящая из *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Leptospirillum ferrooxidans*, *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*.

Опыты проводили в колбах Эрленмейера на среде 9К Сильвермана–Люндгрена. Посевы инкубировали при температуре 28 °С в качалочных условиях при 180 об/мин. Данные, характеризующие развитие различных штаммов *A.ferrooxidans* в периодической культуре, приведены на рис. 1. Из результатов исследований видно, что развитие различных ассоциаций *A. ferrooxidans* и окисление закисного железа происходило относительно быстро. Максимальная скорость окисления железа была у ассоциаций КСБ и К-1 и составляла 2,33 и 2,37 г/л в сутки, соответственно, при этом полное окисление железа этим ассоциациями наблюдалось на 4 сутки. Минимальная скорость окисления железа 1,1 г/л в сутки наблюдалась для штамма Т.f.m, выделенного из руды месторождения Кальмакыр (рис. 1). Изучение кинетически роста бактерий *A.ferrooxidans* и ассоциаций железобактерий показало, что самая короткая лаг-фаза отмечалась для ассоциаций КСБ и К-1, также как и самая высокая скорость роста. У других штаммов угол наклона кривых уменьшается, и они становятся более пологими.

Таким образом, на основании изучения геохимической активности различных ассоциаций *A.ferrooxidans*, для дальнейших исследований нами была отобрана ассоциация *A.ferrooxidans* штамм КСБ, обладающая высокой скоростью роста и окисления железа. Для проведения исследований в режиме экстенсивного окисления, которое будет проходить при более высоких температурах, отобрана термофильная ассоциация К-1, состоящая из *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Leptospirillum ferrooxidans*, *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*. Микробиологические разработки имеют две основные цели: довести новые процессы, обна-

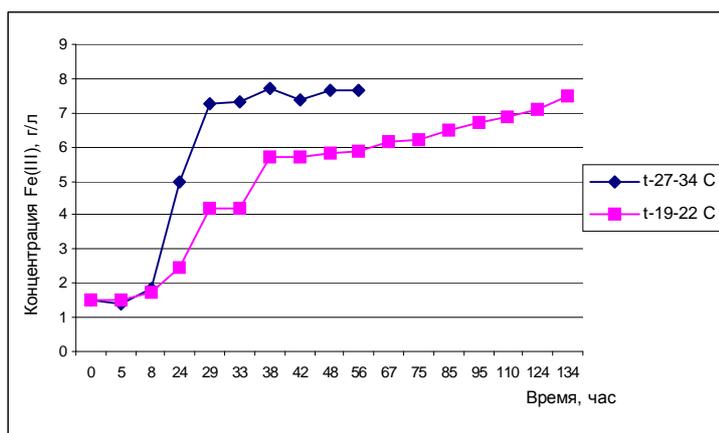


Рис. 3. Окислительная активность *A.ferrooxidans* в условиях опытно-промышленной наработки бактериальных растворов при различных среднесуточных температурах (в емкости 6 м³)

руженные исследователями до промышленного масштаба, и усовершенствовать уже имеющиеся культуры микроорганизмов путем получения более совершенных и более продуктивных штаммов, более эффективных питательных сред. Результаты исследований, отображенные в табл. 1, показывают, что при достижении степени окисления трехвалентного железа в бактериальных растворах от 75 до 80%, внесение очередной порции питательной среды (дробного внесения биомассы бактерий), позволяет постоянно поддерживать стационарную фазу роста (рис. 2). Нарботка бактериальных растворов в условиях опытно-промышленных испытаний в различные периоды года показала влияние температурного фактора на кинетику окислительных процессов. Снижение температуры на 7–12 °С изменяет кинетические показатели, увеличивает длительность лаг-фазы бактериального роста и, соответственно, скорость окисления двухвалентного железа (рис. 3). Увеличение скорости бактериального окисления железа и наработки биомассы возможно при поддержании постоянной оптимальной температуры для роста и развития железобактерий, а также при использовании различных носителей, увеличивающих поверхность для прикрепления бактериальных клеток, таких как обломки керамики или синтетические волокна.

Проведенные исследования показали возможность крупномасштабного культивирования микроорганизмов в условиях опытной площадки.

Список литературы

1. Петухов О.Ф., Толстов Е.А., Михин О.А., Латышев В.Е. Окислительно-восстановительные процессы при выщелачивании. - Ташкент.: ФАН, 2005.
2. Лильбок Л.А., Петухов О.Ф., Латышев В.Е. и Лильбок В.Г. Переработка и комплексное использование гетит-пирролизитовых руд // Горный журнал, 2003. - №8.
3. Филиппов А.П. и др. Опытная установка каталитического окисления Fe⁺² в сернокислых растворах для выщелачивания металлов из руд // Горный журнал. - 2005. - №2.
4. Каравайко Г.И. Микроорганизмы и их применение в процессах гидрометаллургии // Биотехнология металлов (практическое руководство), М. 1989.
5. Куканова С.И., Лильбок Л.А., Зайнитдинова Л.И., Петухов О.Ф., Латышев В.Е., и др. Способ переработки отходов гидрометаллургии // Предварительный патент Республики Узбекистан IAP 02946, приоритет от 28.12.2001.
6. Михин О.А., Латышев В.Е., Петухов О.Ф., Лильбок Л.А., Черненко В.А. и др. Разработка и освоение технологии комплексной переработки магнитной фракции // Горный вестник Узбекистана. - 2002. - №3.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ АЗОТА И БОРА МЕТОДОМ СПЕКТРОМЕТРИИ ГАММА-ИЗЛУЧЕНИЯ ЗАХВАТА НЕЙТРОНОВ

Арипов Г.А., ведущий научный сотрудник Института ядерной физики АН РУз, докт. физ. - мат. наук, профессор; **Курбанов Б.И.**, ведущий научный сотрудник Института ядерной физики АН РУз, канд. техн. наук; **Зиновьев В.Г.**, старший научный сотрудник Института ядерной физики АН РУз, канд. физ.-мат. наук

Определение содержания легких элементов: Н, В, N, С, О в различных объектах является актуальной задачей во многих отраслях науки, техники, химической и металлургической промышленности и сельского хозяйства. В настоящее время учёными разработаны различные методы [1, 2] для определения элементного состава, которые решают аналитические задачи в пределах своих возможностей. Однако, современный уровень аналитической техники и методов элементного анализа не может полноценно удовлетворить требования науки, техники и промышленности. В наши дни необходимо развивать неразрушающие, дистанционные, инструментальные и автоматизированные методы контроля элементного состава материалов.

Авторы настоящей работы приводят некоторые результаты исследований, посвященные разработке устройства и методов определения содержания азота, бора и других легких элементов в сложных соединениях (модельных образцах, сельскохозяйственных удобрениях и почвах) методом спектрометрии мгновенного гамма-излучения захвата нейтронов. В лаборатории активационного анализа ИЯФ АН РУз ве-

дутся исследования по разработке радиоизотопных приборов на основе маломощных радионуклидных (^{252}Cf) – источников нейтронов.

На рис. 1 приводится принципиальная схема экспериментальной установки в вертикальном разрезе. Источник нейтронов (^{252}Cf) – 1 с выходом нейтронов 1×10^7 нейтр/сек, заключенный в висмутовый стакан, разместили в центр исследуемого образца – 2. Представительный образец весом 3 кг изготовили из модельных смесей с содержанием азота 20%, бора 1,5%, серы – 5%, остальное – водородсодержащие соединения. Учитывая малую мощность имеющегося в наличии калифорниевого источника, экспериментальным путём выбрана геометрия измерения именно таким образом, чтобы обеспечить максимальную плотность потока нейтронов в исследуемом образце.

В разработанной авторами конструкции быстрые нейтроны источника предварительно замедляются в слое висмута (который одновременно ослабляет собственные гамма-кванты источника). Замедление нейтронов до тепловой энергии происходит в результате взаимодействия их с водородсодержащими соединениями, которые имеются в исследуемом (модельном) образце. Объем исследуемого образца взяли достаточно большим размером: $(30 \times 30 \times 30)$ см³, чтобы обеспечить эффективное замедление нейтронов и максимальное количество захвата нейтронов в ядрах искомых элементов. Нейтроны, не успевшие быть захваченными ядрами, пролетают сквозь образец и ослабляются в слое полиэтилена – 3 и поглощаются в фильтре, изготовленном из соединения Li_2CO_3 – 4. Измерительная система состоит из сцинтилляционного NaI(Tl) -детектора – 5, с размерами кристалла (80×90) мм. В целях отражения замедленных нейтронов в направлении образца его окружили графитовой колонной – 6 со всех сторон. Биологическая защита экспериментальной установки состоит из стандартных полиэтиленовых блоков типа «нейтронстоп» – 8 и стенки из свинцовых кирпичиков – 7.

Фактор чувствительности данного метода, определяемый из выражения:

$$\Phi = \sigma I / A \quad (1)$$

характеризует чувствительность определения элементов с использованием гамма-излучения захвата нейтронов с определенной энергией. Азот и бор считаются такими противоположными элементами с точки зрения нейтронно-радиационного анализа, что значение фактора чувствительности у первого очень малое, у второго очень высокое. Значение Φ для азота при использовании гамма-линии с энергией

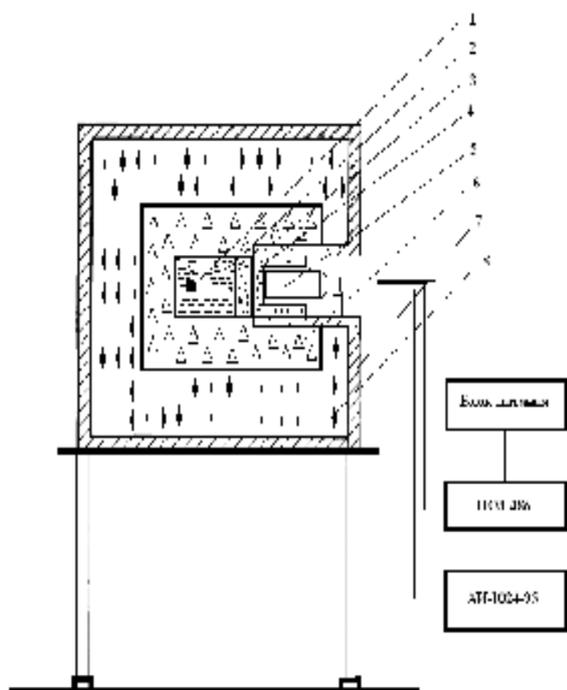


Рис. 1. Экспериментальная установка для спектрометрии гамма-излучения захвата нейтронов

10829кэВ равно - 0,074, а для бора при использовании гамма-линии с энергией 478кэВ равно - 5900.

При захвате тепловых нейтронов ядро азота испускает сложный гамма-спектр, который состоит из гамма-квантов со следующими энергиями: 1678,24 кэВ; 1681,17 кэВ; 1884,85 кэВ; 1999,69 кэВ; 2520,45 кэВ; 2830,80 кэВ; 3531,98 кэВ; 3677,80 кэВ; 4508,69 кэВ; 5268,98 кэВ; 5297,66 кэВ; 5533,25 кэВ; 5561,95 кэВ; 6322,30 кэВ; 7298,90 кэВ; 8310,17 кэВ; 9149,24 кэВ; 10829,10 кэВ [3, 4].

Для определения содержания азота предпочитают использовать в качестве аналитической линии – гамма-линию с энергией 10829,1 кэВ [5]. Несмотря на исследования по определению содержания азота в различных продуктах по спектрометрии гамма-излучения захвата нейтронов, нет готовых в промышленном варианте универсальных инструментальных методов для экспрессного контроля концентрации азота в ходе технологических процессов с участием азота, особенно неразрушающих и безконтактных методов. Сечение захвата тепловых нейтронов ядрами азота составляет $\sigma=75$ Мбарн. Высокоэнергетическая линия удобна тем, что в этой области спектра практически отсутствуют гамма-линии других элементов. Однако, при этом возникают трудности с регистрацией очень высокоэнергетических гамма-квантов, из-за низкой эффективности регистрации этих гамма-квантов детекторами и другими ограничениями спектрометрической системы.

Для изучения возможности определения концентрации азота в сложных соединениях мы изготовили многокомпонентные модельные смеси с известными концентрациями азота. Навеску образца взяли около 3кг. В модельных образцах концентрация азота составляла от 0,5% до 46%. В качестве аналитического пика использовали гамма-линию с энергией 1884,85 кэВ. За время измерения 30 мин в модельных образцах с известными концентрациями получена линейная зависимость между площадью аналитического пика и концентрацией азота (рис. 2).

Для нахождения концентрации искомого элемента в неизвестном образце использовали упрощенную формулу, связывающую концентрации элемента и аналитического сигнала (площади пика) эталонного и исследуемого образцов:

$$C_x = C_{эт} (N_{\gamma}^x / N_{\gamma}^{эт}) (P_{эт} / P_x) \quad (2)$$

где: C_x и $C_{эт}$ - концентрация искомого элемента в исследуемом и эталонном образце, соответственно; N_{γ}^x и $N_{\gamma}^{эт}$ - площади аналитического пика в исследуемом и эталонном образце, соответственно; P_x и $P_{эт}$ - масса исследуемого и эталонного образца, соответственно.

Среднее значение относительной погрешности определения, вычисленные по выражению:

$$\Pi = (O - И) / И \times 100 \% \quad (3)$$

где: O - концентрация азота, определенная предлагаемым методом авторов, И- истинная концентрация азота в образце), составляет не более 10%.

Одновременное определение концентрации водорода, бора, азота и серы

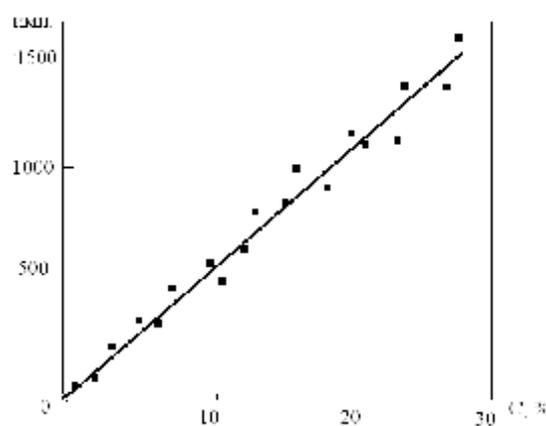


Рис. 2. График зависимости интенсивности гамма-линии от концентрации азота

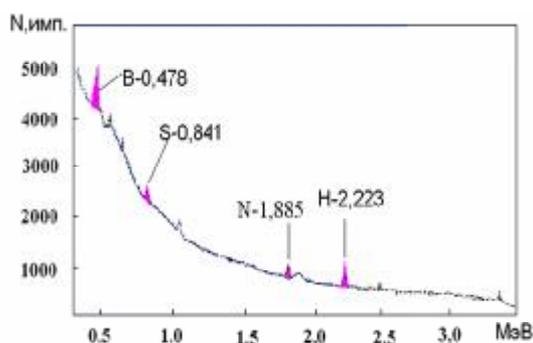


Рис. 3. Спектр гамма-излучения захвата нейтронов в модельном образце

Модельные образцы и руды с известными содержаниями влажности (водород), серы и азота весом около 3 кг были измерены в течение 30 мин. В результате измерения образцов с известными содержаниями этих элементов получена линейная зависимость между содержанием элементов в модельных образцах и площадью соответствующего пика (интенсивности) гамма-линии этих элементов.

Эксперименты показали, что для набора большей статистики необходимо или увеличить время измерения, или использовать в качестве аналитической линии – только линию в низкоэнергетической области. В качестве аналитической линии использован для бора: $E_{\gamma} = 478$ кэВ, для серы: $E_{\gamma}=840$ кэВ, для азота $E_{\gamma} = 1884,85$ кэВ, для водорода $E_{\gamma} = 2223$ кэВ. Однако, определение элементов с использованием этой области спектра гамма-квантов в качестве аналитической накладывает на экспериментальную установку ряд требований, обусловленных тем, что в низкоэнергетической области энергии гамма-излучения весьма сильно мешают рассеянные гамма-кванты.

На рис. 3 приводится спектр гамма-излучения захвата нейтронов модельного образца. Время измерения 1 час. Наблюдается достаточно высокое фоновое излучение в результате взаимодействия нейтронов с конструкционными материалами экспериментальной установки и образцом. Чтобы уменьшить фон, в первых, после образца применяли фильтр тепловых

нейтронов из лития углекислого, который надевается на детектор как колпачок, во-вторых, детектор окружили свинцом. В результате чего, удалось существенно снизить значение фонового излучения, и достигнуто лучшее выделение аналитических пиков водорода (2223 кэВ), бора (478 кэВ), азота (1885 кэВ) и серы (841 кэВ).

Заключение:

Исследованы возможности определения содержания азота, бора и других легких элементов в раз-

личных сложных соединениях методом спектрометрии гамма-излучения захвата нейтронов.

Разработаны рабочий макет экспериментальной установки на базе маломощного радионуклидного (²⁵²Cf) – источника нейтронов и методики определения содержания азота, бора и других легких элементов в сложных соединениях (модельных образцах, сельскохозяйственных удобрениях и почвах). Показаны возможности одновременного определения концентрации водорода, бора, азота и серы в сложных образцах.

Список литературы:

1. Ривес Р.Д., Брукс Р.Р. Анализ геологических материалов на следы элементов. М. «Недра», 1983., 406с.
2. Прикладная ядерная спектроскопия. М., Атомиздат, 1972г., 296с.
3. Гума В.И., Демидов А.М., Иванов В.А., Миллер В.В. Нейтронно-радиационный анализ. М., Энергоатомиздат, 1984.
4. Paul R.L., Lindstorm R.M. Prompt gamma-ray activation analysis: Fundamentals and applications. Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry. Vol. 243, No 1 (2000) 181-189. 5.Д. Тейлор. Нейтронное излучение и активационный анализ. М., Атомиздат, 1985г., 204с.
5. Д. Тейлор. Нейтронное излучение и активационный анализ. М., Атомиздат, 1985.

УДК 338.4

© Бибик И.П. 2007 г.

ИСМ - НОВЫЙ ЭТАП В УПРАВЛЕНИИ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬЮ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Бибик И.П., зам. главного инженера по НТ Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

В большинстве промышленно развитых стран считается нормой, что предприятие-поставщик должно приложить серьезные усилия для признания рынком выпускаемой продукции и создания отношений доверия между ним и потребителем. При этом наличие у предприятия эффективного механизма управления производством в различных сферах деятельности оказывает влияние на его конкурентоспособность на рынке. Поэтому, успешная экономическая деятельность любого предприятия, его конкурентоспособность на рынке в значительной мере зависят от наличия у него высокоэффективного организационно-технического механизма управления и обеспечения, как качества выпускаемой продукции, так и безопасности производства, снижения влияния производственной деятельности на окружающую среду и на здоровье человека, социальной ответственности, т.е. каких-то организационных систем управления в этих областях производства. И такие системы существуют - это системы менеджмента качества в соответствии с Международным стандартом ISO 9001:2000, экологии в соответствии с Международным стандартом ISO 14001:2004 и промышленной безопасности и здоровья в соответствии с Международной спецификацией по OHSAS 18001:1999, социальный менеджмент в соответствии с Международным стандартом SA 8000. Внедрение

системы менеджмента качества (СМК) положительно влияет как на повышение качества, так и на конкурентоспособность продукции, способность удовлетворения потребителей, расширение рыночных возможностей и улучшение имиджа предприятия. Система экологического менеджмента дает организации возможность структурировать, связать воедино процессы, направленные на достижение последовательного снижения воздействия экологических аспектов. Система менеджмента промышленной безопасности и здоровья обеспечивает профилактический подход к вопросам безопасности и охраны труда, а социальный менеджмент - приемлемые социальные условия осуществления рабочих процессов. При различном объединении этих и других систем между собой создается интегрированная система менеджмента (табл. 1).

Сегодня число предприятий в мире, имеющих сертифицированную систему менеджмента (СМ), свыше полумиллиона, и их количество продолжает стремительно расти. С обретением Узбекистаном независимости внедрение на предприятиях Республики систем менеджмента получило интенсивное развитие. В связи с этим Кабинетом Министров Республики Узбекистан принято постановление «О мерах по внедрению на предприятиях систем управления качеством, соответствующих международным

стандартам». В соответствии с этим постановлением предусмотрено обязательное внедрение СМК на более чем 200, в основном экспортоориентированных предприятиях. На сегодня более 60 предприятий Узбекистана получили данный сертификат. На 95 предприятиях идёт внедрение данной системы. На предприятиях Навоийского горно-металлургического комбината также ведутся работы в этом направлении. СМК внедрены в производственном объединении «Навоийский машиностроительный завод» на проектирование, разработку, сборку, монтаж, наладку и сервисное обслуживание металлообрабатывающих станков, разработку и производство бытовой техники: станков деревообрабатывающих, машинок стиральных, а также изделий из пластмассы и резины; средний и капитальный ремонт металлообрабатывающих станков, в Южном рудоуправлении - на производство поливинилхлоридных и полиэтиленовых труб, в пансионате «Горняк» Центрального рудоуправления, расположенном на берегу Чарвакского водохранилища, на услуги по организации отдыха и оздоровления – тоже товара, но отличающегося от традиционного понятия товара лишь условиями его доставки клиенту.

В последние годы заметно возрос интерес к созданию интегрированных систем менеджмента (ИСМ) на основе международных стандартов и использованию сбалансированной системы показателей. Не маловажную роль при этом играет тот факт, что стандарты и спецификации в области менеджмента, не смотря на разную направленность, могут полностью интегрироваться в одну систему управления. Возможность подобной интеграции в основном обуславливается тем, что указанные стандарты имеют общую структуру, основанную на применении универсального цикла Шухарта - Деминга (PDCA: Plan (Планируй) - Do (Делай) - Check (Проверяй) - Act (Воздействуй)), связь этапов которого показана на рис. Этот метод применим не только к управлению процессами и их совершенствованию, но и к определению интегрированного подхода при построении систем, при котором не просто создается набор процедур в одном руководстве, а идет формирование единой СМ, удовлетворяющей требованиям всей совокупности используемых стандартов на СМ и включающей все операционные процессы с едиными функциями управления цикла PDCA. При этом интегрированная система дает ряд преимуществ:

- уменьшается объем документов, по сравнению с суммарным объемом документов в нескольких системах;
- повышается степень согласованности действий внутри организации;

Таблица 1

Объединение отдельных систем менеджмента в интегрированную

Системы менеджмента		Стандарт, спецификация
Интегрированная	Качества	ISO 9001:2000
	Экологии	ISO 14001:2004
	Промышленной безопасности и здоровья	OHSAS 18001:1999
	Социальный менеджмент	SA 8000
	Другие	

- повышается вовлеченность персонала в улучшение деятельности организации;
- уменьшаются затраты на разработку, функционирование и сертификацию ИСМ, чем отдельно на несколько систем.

На сегодня в Республике Узбекистан по интегрированной системе менеджмента качества, экологии, промышленной безопасности и здоровья сертифицировано четыре предприятия. В 2006 г. ИСМ внедрило АО «УзДЭУавто» на производство легковых автомобилей (г. Асака), СП «Уз Тонг Хонг Ко» - производство сидений для легковых автомобилей (г. Андижан), СП «Уз-ДонгЖУ Пэйнт Ко» - на производство лакокрасочной продукции (г. Андижан). В настоящее время данная система внедряет в СП «Лок Колор Синтез» на производство лакокрасочной продукции (г. Ташкент). А первыми в Узбекистане, в 2005 г., ИСМ на производство драгоценных металлов и фосфоритной продукции внедрило Центральное рудоуправление НГМК, получив сертификаты SGS швейцарской аккредитации - SAS Swizerland.

Центральное рудоуправление - самое крупное по промышленным масштабам и производственным объемам среди пяти рудоуправлений, входящих в структуру Навоийского горно-металлургического комбината, обеспечивающее завершённый цикл производства от разведки до получения слитков драгоценных металлов, добычу фосфоритовых руд, их



Рис. Связь элементов ИСМ с этапами цикла PDCA

первичное обогащение и выпуск концентратов, а его золотоизвлекательный комплекс Мурунтау является вторым по величине среди крупнейших в мире золотодобывающих комплексов (после предприятия Грасберг в Индонезии). Освоение Кызылкумских месторождений фосфоритов позволяет обеспечивать потребность в фосфоритном сырье заводы химической отрасли Республики Узбекистан. Центральное рудоуправление, как и НГМК в целом, ведет свою деятельность с одновременным снижением негативного воздействия на окружающую среду. Это достигается внедрением в производство новейших, не только эффективных, но и экологически безопасных технологий, строительством новых природоохранных объектов, ликвидацией вышедших из эксплуатации производств, рекультивацией земель. Сегодня Центральное рудоуправление это более 25 подразделений, цехов, служб, осуществляющих жизнеобеспечение производства и города золотодобытчиков – Зарафшан.

Конечно, внедрение любой новой системы, а в данном случае ИСМ, может быть оправдано лишь в том случае, если она позволяет повысить эффективность деятельности предприятия. Вряд ли кто-то станет отрицать при этом важность повышения качества, улучшения экологии и условий труда. Другое дело - процедура сертификации требует затрат, предполагает приведение методов управления предприятием в соответствие требованиям ИСМ по ряду как содержательных, так и формальных элементов. Этот процесс весьма трудоемок и, как правило, занимает много времени. Поэтому, при принятии решения о внедрении ИСМ, возникает необходимость, тщательно взвесить все "за" и "против". Так, внедренная СМК в Центральном рудоуправлении относится в большей степени к производству фосфоритной продукции и в меньшей к производству драгоценных металлов, где сертификация системы менеджмента качества может не иметь существенного коммерческого значения, поскольку производство золота в комбинате имеет статус оптимальной поставки, присвоенный наиболее авторитетными на данном рынке организациями (Лондонская ассоциация рынка благородных металлов и Токийская биржа промышленных товаров). Но, при этом необходимо учитывать, что при внедрении СМК существует ряд значимых факторов, касающихся всего производства рудоуправления, таких как системные подходы к управлению качеством, снижение производственных издержек и улучшение общей управляемости предприятием за счет перераспределения ответственности, полномочий и взаимодействия персонала. Технологические процессы, применяемые в рудоуправлении, осуществляются с использованием крупногабаритного оборудования, вредных химических, и ядовитых сильнодействующих веществ.

Кроме того, для предприятия имеют большое значение такие аспекты, как управление пылегазовым режимом глубоких карьеров, так и другие факторы, влияющие на профессиональное здоровье и безопасность сотрудников предприятия. А, промыш-

ленная безопасность определяется многочисленными вредными и опасными факторами, порождаемыми материальными объектами (движущиеся машины, шум, вибрация и т.п.), технологическими процессами (ядовитые газы, высокая температура, возмещение, взрыв и т.п.) и персоналом (ошибочные действия, недостаточная квалификация, незнание обязанностей, инструкций и т.п.).

Применение системы менеджмента экологии, промышленной безопасности и здоровья, помимо положительного влияния на экспорт продукции, несомненно оказывает существенное значение на улучшение экологической обстановки, условий труда и, соответственно, здоровья трудящихся. Решение данных вопросов неразрывно связано с экономикой и, соответственно, решая их, НГМК облегчает решение экономических задач поставленных перед ним.

Разумеется, результативность ИСМ определяется с течением времени при обязательном поддержании ее в действующем состоянии, в том числе при вложении в нее финансовых средств. Если эти условия соблюдены, ИСМ предоставляет такие преимущества как:

- снижение внутренних издержек, что дает возможность снижения себестоимости и увеличения прибыльности;
- снижение нерационально используемого времени, что приводит к повышению эффективности работы организации;
- повышение мотивации персонала за счет прозрачности и четкости выполнения функциональных обязанностей;
- устранение проблем, кажущихся неразрешимыми;
- повышение конкурентоспособности продукции за счет получения фактических данных для анализа;
- систематическое снижение отрицательного воздействия на окружающую среду;
- систематическое сокращение производственных и эксплуатационных затрат;
- снижение рисков возникновения аварийных ситуаций, а в случае их возникновения – уменьшение масштабов последствий;
- снижение природоохранных платежей и более эффективное выполнение требований природоохранительного законодательства.

В рудоуправлении работа по внедрению и функционированию ИСМ началась и проводится (информационная поддержка) совместно с консалтинговой компанией ООО «TQM-Konsalt». Область распространения ИСМ взята только на те подразделения рудоуправления, которые непосредственно связаны с данной деятельностью: ГМЗ-2 – производство золота и фосфоритовой продукции; Рудник Мурунтау – добыча руды (карьеры Мурунтау и Ташкура); Управление автомобильного транспорта и Управление железнодорожного транспорта - перевозки; ОЭС ВВС - обеспечение производства водой; Центральная материально-техническая база - хранение закупленных

для производства материалов; Центральная лаборатория контрольно-измерительных приборов и автоматики - поверка и ремонт средств измерений; ЦПТВС и К - обеспечение производства теплом и паром; ЦС и П - обеспечение производства электроэнергией; Центральная лаборатория охраны окружающей среды - контроль условий труда и экологический контроль; СЭС - контроль соблюдения законодательных требований по условиям труда; Учебный центр - подготовка кадров.

Для обеспечения эффективного управления процессами разработана документация интегрированной системы менеджмента, которая включает в себя: политику, цели и задачи, процедуры, карты по процессам и подпроцессам; переработаны технологическая документация, инструкции, положения, должностные и рабочие инструкции, методики проведения испытаний и измерений, актуализированы документы внешнего происхождения, стандарты, нормативные и законодательные требования по продукции, охране окружающей среды, промышленной безопасности и здоровью. Внедрена компьютерная программа по контролю и актуализации нормативной документации, включающая в себя свыше 25,0 тыс. документов.

Определены необходимые для управления качеством и управления экологическими аспектами, опасностями и рисками системные процессы и подпроцессы, их применение, логическая последовательность и взаимодействие (табл. 2); определены критерии оценки каждого процесса и подпроцесса; назначены руководители установленных процессов и подпроцессов. Идентифицированы возможные аварийные ситуации, по которым разработаны планы предотвращения и ликвидации возможных аварий и аварийных ситуаций, уменьшения или смягчения экологических воздействий, возможных последствий для здоровья персонала рудоуправления. Обучен персонал, задействованный на внедрении системы менеджмента: главные специалисты рудоуправления, руководители и специалисты подразделений, ответственные лица за разработку, внедрение и функционирование ИСМ, внутренние аудиторы.

Таблица 2

Установленные процессы и подпроцессы ИСМ	
Процесс	Подпроцесс
Анализ ИСМ	
Управление ИСМ	Управление документами и записями ИСМ
	Управление внутренними аудитами ИСМ
	Управление корректирующими и предупреждающими действиями
	Анализ процессов ИСМ
	Менеджмент качества
	Менеджмент промышленной безопасности, и здоровья. Экологический менеджмент
	Управление документацией по компетентности персонала
	Управление стандартами и нормативными документами
	Управление законодательными и нормативными требованиями
Поставка продукции	Поставка драгоценных металлов
	Поставка фосфоритной продукции
Планирование производства	
Производство	Техническое планирование и контроль горных работ
	Геологическое обеспечение горных работ
	Техническое планирование и контроль производства драгоценных металлов и фосфоритной продукции
	Подготовка и контроль производства
	Добыча руды и отгрузка руды
Производство драгоценных металлов и фосфоритной продукции	
Контроль качества продукции	
Закупки оборудования, запасных частей и материалов	
Управление персоналом	Подготовка кадров
	Кадровое обеспечение
Управление инфраструктурой	Организация поддержания работоспособного состояния зданий и сооружений
	Управление транспортом
	Информационное обеспечение
	Техническое обслуживание и ремонт оборудования
	Техническое обслуживание энергетического оборудования и обеспечение производства энергоносителями
Метрологическое обеспечение производства	
Мониторинг промышленной безопасности и здоровья и экологический мониторинг	Мониторинг системы управления охраной труда
	Мониторинг выполнения нормативных требований по условиям труда
	Мониторинг условий труда
	Мониторинг воздействий производственной деятельности на окружающую среду

Интегрированная система менеджмента взаимосвязана со всеми видами деятельности рудоуправления и распространяется на все этапы жизненного цикла продукции и на все установленные процессы - от первоначального выявления потребностей рынка до конечного удовлетворения действующих и предполагаемых требований потребителей. Она охватывает структуру рудоуправления, ответственность и полномочия, процессы, процедуры, методики и ресурсы для достижения и поддержания качества выпускаемой продукции, для уменьшения отрицательного воздействия деятельности рудоуправления на окружающую среду, для снижения рисков и сохранения здоровья сотрудников, соответствия законодательным требованиям в области экологии, охраны труда, основанных на следующих принципах:

Ў информирование всех работников, подрядчиков и других заинтересованных сторон о политике предприятия в области ИСМ;

Ў соблюдение требований законов, правил и инструкций;

Ў доступность, открытость и гласность данных о состоянии дел на предприятии, открытость работы контролирующих органов;

Ў приоритет безопасности и охраны труда по отношению к результатам производственной деятельности предприятия;

Ў постоянный контроль и обеспечение эффективности функционирования ИСМ.

В основе управления предприятием в условиях действия ИСМ – системный подход, включающий выделение всех процессов, действующих в системе, определение параметров и критериев оценки каждого процесса, назначение ответственных, выделение соответствующих ресурсов и мониторинг процессов. Руководство рудоуправления анализирует и оценивает функционирование системы по результатам внутренних аудитов, мониторинга процессов и реализации целей, по информации об удовлетворенности заинтересованных сторон. В рудоуправлении ежегодно проводится несколько внутренних аудитов и один надзорный – международный.

Действующие в подразделениях рудоуправления до внедрения ИСМ Советы по укреплению дисциплины на производстве, осуществляющие ежемесячные комплексные проверки стали сегодня дополнением к внутренним аудитам ИСМ, для чего члены Совета обучены по программе внутренних аудиторов ИСМ. Все выявленные несоответствия во время аудитов фиксируются в Журнале. По каждому выявленному нарушению аудитор выписывается несоответствие (замечание) непосредственному руководителю, и им же ведется контроль до полного его исключения. Руководители процессов и подпроцессов анализируют несоответствия, определяют системность нарушений, выявляют причины нарушений и предпринимают соответствующие меры по организации устранения причин нарушений.

По результатам каждого аудита проводится совещание у директора рудоуправления с анализом функционирования ИСМ и составляется план-контроль принятых решений. Постоянное улучшение функционирования ИСМ также обеспечивается за счет реализации предложений в этом направлении от руководителей процессов, анализирующих результаты аудитов, своих и взаимодействующих процессов, работы подразделений.

Такая логически-циклическая система управления производством решает ключевые вопросы такие, как: установление целей предприятия; определение приоритетных задач, их очередности и последовательности решения; разработка стратегии достижения целей; обеспечение необходимыми ресурсами; эффективное управление людьми и предприятием в целом. На данном этапе функционирования ИСМ в Центральном рудоуправлении можно сделать выводы о

пользе ее создания. Внедрение процедур управления документацией и записями обеспечило наличие и применение действующих документов (внутренних, внешних, в том числе законодательных и нормативных), определяющих порядок выполнения всех видов деятельности в подразделениях рудоуправления, повысило значение ведения записей, подтверждающих их выполнение, внутренняя и внешняя документация актуализирована. Четко разграничены должностные обязанности и права всего персонала, определен порядок предоставления отчетности по выполненным работам. Определение ответственности и полномочий по процессам и подпроцессам, установленных в руководстве по ИСМ, обеспечивает планирование работы и своевременный анализ достигнутых результатов. Улучшены взаимосвязи между структурными подразделениями рудоуправления, повысилось понимание роли персонала в выполнении требований к качеству, экологии, промышленной безопасности и здоровью, уменьшению вредного воздействия на окружающую среду, сохранению здоровья членов трудового коллектива.

Повысилась финансовая и исполнительская дисциплина. Имеется уверенность потребителей в качестве продукции, а заинтересованных сторон в уменьшении вредного воздействия на окружающую среду. Проведение внутренних аудитов, корректирующих и предупреждающих действий по их результатам значительно повышает уровень исполнительской дисциплины сотрудников рудоуправления за счет регулярных плановых проверок исполнения требований, определенных в документах ИСМ, и контроль за своевременным реагированием на выявленные несоответствия. Проведение анализа функционирования системы руководством рудоуправления на основе отчетов руководителей процессов, подпроцессов и представителей руководства по ИСМ, качеству, экологии, промышленной безопасности и здоровью обеспечивает постоянное улучшение функционирования ИСМ. Главное – системность в работе поднялась на более высокий уровень, что дает положительный результат в решении всех производственных задач.

Совсем недавно Центральное рудоуправление награждено Международным органом по сертификации SGS дипломом в номинации «Голубая планета» за активное развитие интегрированной системы менеджмента, коллектив которого первым в Узбекистане внедрил ИСМ.

Получение Центральным рудоуправлением международных сертификатов по менеджменту качества, экологии, промышленной безопасности и здоровья и диплома в номинации «Голубая планета» свидетельствует о том, что в Центральном рудоуправлении система управления производством соответствует международным стандартам, а это повышает авторитет НГМК и его деловую репутацию как на республиканском, так и на международном рынке.

КОНЧИЛИК ҚИДИРУВ ИШЛАРИНИ БОШҚАРИШДА МАЪЛУМОТЛАР БАЗАСИДАН ФОЙДАЛАНИШ

Қаршиев А.Б., Тошкент ахборот технологиялари университети Самарқанд филиали "Информатика ва ахборот технологиялари" кафедраси мудири, физика-математика фанлари номзоди, доцент; **Муродов Ў.М.**, Тошкент ахборот технологиялари университети Самарқанд филиали "Информатика ва ахборот технологиялари" кафедраси катта ўқитувчиси; **Солиева А.Х.**, Самарқанд Саратепо туризм коллежи "Табий фанлар" кафедраси мудири, олий тоифали ўқитувчи

Маълумки кўпгина маълумотларни бизни ўраб турган муҳитдан оламиз. Аслини олганда бизнинг билимларимиз ҳам атрофимизни ўраб турган олам объектларининг инъикосидир. Бу билимларимизни тизимлаштириб, атроф муҳит масалаларига қўллаш эса кончилик геомаълумотлар тизимларининг асосини ташкил этади. Геомаълумотлар тизимларининг яратилиши мамлакатимизда ўтган асрнинг 90-йилларига тўғри келади. Геомаълумотлар тизимининг ривожланишига янги компьютер технологияларининг пайдо бўлиши самарали таъсир кўрсатди.

Ҳозирги пайтда геомаълумотлар тизимлари, уларнинг маълумотлар базасини яратиш жараёнлари энди ўз ўрнини топмоқда ва келгусида ёруғ истикболларга эгадир.

Геомаълумотлар тизимини кончилик қидирув ишларига жорий этиш катта фойда келтирувчи соҳа бўлиб ҳисобланади. Бу ишларни амалга оширишда яратиладиган маълумотлар базаси тизимларига қуйидаги талаблар қўйилади:

- қидирув ишлари тўғрисидаги маълумотларни енгил киритиш ва осон янгиланган туриш;
- турли қидирув гуруҳларидан олинган маълумотларнинг турларини тартиблаштириш;
- яратилаётган маълумотлар базаси тизими натижалари асосида ягона қидирув ишлари бошқарув марказларига асос солиш имкониятини яратиш.

Кончилик геомаълумотлар тизимини умумий ҳолда қуйидагича тасвирлаш мумкин:

Маълумотлар базаси (МБ)ни қўллаш объектига битта кончилик қидирув корхонасини, бошқарувини ёки бошқармасини олиш мумкин. Албатта бу объект талабга жавоб берадиган замонавий компьютерлар, сканерлар, график қурилмалар ва алоқа воситалари билан таъминланган бўлиши лозим.

Маълумотлар киритиш воситалари деганимизда компьютерга маълумотларни клавиатурадан киритишдан ташқари қўшимча равишда ишлатиладиган

қурилмалар тушунилади.

Бундай қурилмаларга факс, сканер қурилмаларини, электрон почта орқали маълумотларни киритиш воситаларини келтириш мумкин.

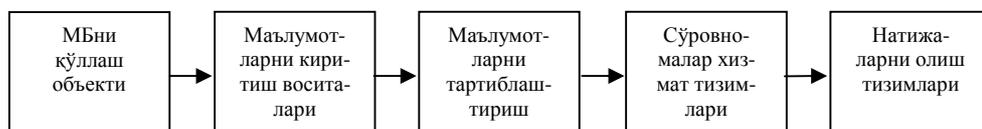
Кончилик қидирув ишларида турли касбдаги мутахассислар ишлаганлиги сабабли, улар ўз соҳалари бўйича турли хилдаги маълумотларни тўплашади. Бу маълумотларни қайта ишлаш учун компьютер ёрдамида ишлашга қулай турларга келтириш талаб этилади. Бу маълумотларни МБни яратишда қўлланиладиган Маълумотлар базасини бошқариш тизимлари (МББТ) қондалари асосида тартиблаштириш лозим.

Яратилаётган МБдан олиниши лозим бўлган ҳужжат ва ҳисоботларнинг кончилик қидирув ишларида иштирок этаётган ходимлар ишлатиши учун қулай ва тушунарли кўринишда бўлиши катта аҳамиятга эга.

Бундан ташқари бу ходимлар учун МБ билан ишлашда уларга ўрганиши осон бўлган, қулай дастурларни танлаш лозим. Яратилган МБдан керакли маълумотларни олиш учун бериладиган сўровномаларни енгил ташкиллаштирувчи МББТ танлаш мақсадга мувофиқ бўлади.

Натижаларни олишда маълумотларни қулай форматларда қоғозга чиқаришдан ташқари, чиқарилаётган маълумотлар асосида яратиладиган тасвирларни ҳам чоп эта оладиган воситалардан фойдаланиш лозим. Олинган натижаларни компьютердан картографик тасвирларда чоп этиш МБнинг сифатлилиқ ва ишончилиқ хусусиятларни оширади.

Юқорида айтиб ўтганимиздек, кончилик қидирув ишларига МББТларини танлашда, энг аввало фойдаланувчи учун осон ва тушунарли бўлган русумларидан фойдаланиш керак. Кончилик қидирув ишларидаги маълумотларнинг аксарият қисми жадваллар кўринишида тайёрланганлиги



Расм. Геомаълумотлар тизими структураси

учун бу соҳага реляцион тизимдаги МББТдан фойдаланиш қулайдир. Реляцион русумдаги МББТнинг асосини "отношение", "атрибут", "кортеж" каби объектлар ташкил қилади. Бу объектларни осонлик билан "отношение"ни жадвалга, "атрибут"ни жадвал устунларига, "кортеж"ни жадвал қаторларига мослаш мумкин.

"Отношение" ўзида объект хусусиятларини тўлиқ тасвирлагани учун уни қуйидагича математик кўринишга келтирамиз:

а) E - қуйидаги объектлар тўпламидан иборат бўлсин:

$$E = \{e_1, e_2, \dots, e_n\}.$$

б) Бу объектлар қуйидаги атрибутлар тўплами билан ифодалансин:

$$A = \{A_1, A_2, \dots, A_m\}.$$

в) Ҳар бир атрибут қуйидаги қийматлардан ташкил топсин:

$$A_1 \text{ атрибут бўйича } K_1 = \{k_{11}, k_{12}, \dots, k_{1,r1}\};$$

$$A_2 \text{ атрибут бўйича } K_2 = \{k_{21}, k_{22}, \dots, k_{2,r2}\};$$

$$A_m \text{ атрибут бўйича } K_m = \{k_{m1}, k_{m2}, \dots, k_{m,rm}\}.$$

Бундай ҳолда жадвалнинг:

1 - устунига A_1 атрибут;

2 - устунига A_2 атрибут;

m - устунига A_m атрибут тўғри келади.

Жадвалнинг ҳар бир устуни эса:

$$\begin{cases} D_1 = K_1, \\ D_2 = K_2, \\ \dots \\ D_m = K_m \end{cases}$$

қийматлар билан ифодаланади.

Юқорида келтирилганларни ҳисобга олиб, R объектни қуйидагича тасвирлай оламиз:

$$R \subseteq D_1 \times D_2 \times \dots \times D_m = K_1 \times K_2 \times \dots \times K_m.$$

Бу жадвалда n та қатор мавжуд бўлиб, R объектнинг ҳар бир қатори E объектнинг e_i тўпламидан бирини ифодалайди.

Агар R объектни ихтиёрий жадвал деб, унинг устунларини A_1, A_2, \dots, A_k деб номласак, унда жадвал схемаси.

$$R(A_1, A_2, \dots, A_k) \text{ кўринишда ифодаланади.}$$

Реляцион маълумотлар базаси бу аниқ жадваллар нусхаларининг тўпламидан иборат. Реляцион маълумотлар базасининг схемасини жадваллар схемасининг мажмуасидан иборат деб қарашимиз мумкин, яъни:

Фойдаланилган адабиётлар:

1. Четвериков В.Н., Ревунов Г.И., Самохвалов Э.И. Базы и банки данных. - М., Высшая школа, 1987. Стр. 116

$$\begin{cases} R_1(A_{11}, A_{12}, \dots, A_{1k_1}), \\ R_2(A_{21}, A_{22}, \dots, A_{2k_2}), \\ \dots \\ R_m(A_{m1}, A_{m2}, \dots, A_{mk_m}). \end{cases}$$

Бундан ташқари реляцион маълумотлар базасининг асосини ташкил этувчи жадваллар устида ба-жариладиган амалларни ҳам реляцион алгебра асосида кўрсатиш мумкин. Масалан,

R_1 жадвал:

а	б	в
с	е	а
и	к	л

ва

R_2 жадвал:

и	к	л
г	д	е

кўринишларда берилган бўлсин.

Унда R_1 ва R_2 жадвалларни бирлаштириш $R = R_1 \cup R_2$ бўлади, яъни бу амал натижаси қуйидагичадир:

а	б	в
с	е	а
и	к	л
г	д	е

Жадваллар айирмаси эса, $R = R_1 - R_2$ бўлади, яъни:

а	б	в
с	е	а

Ихтиёрий жадвалдан кўрсатилган устунларни танлаб олиш проекция амали деб аталиб, у қуйидагича ёзилади:

$$\Pi_{ij}(R).$$

Масалан, R_1 жадвалнинг $\Pi_{1,2}(R_1)$ проекцияси:

а	б
с	е
и	к

натижани беради.

Юқорида келтирилган математик тушунчалар шуни кўрсатадики, кончилик қидирув ишларига қўлланилиши таклиф этилаётган реляцион асосдаги МББТ ишончли ва аниқ натижаларни олишга имкон беради.

ПРИМЕНЕНИЕ НОВОЙ МОДЕЛИ ВНУТРЕННЕГО КОММЕРЧЕСКОГО РАСЧЕТА ДЛЯ КРУПНЫХ КОМПАНИЙ РЕСПУБЛИКИ

Расулов Б.М., начальник планово-экономического отдела НГМК; **Дребенштедт К.**, профессор Фрайбергской Горной академии, докт. техн. наук; **Филимонова Е.Н.**, аспирантка Фрайбергской Горной академии

При рассмотрении сегодняшней системы взаимоотношений между администрацией и подразделениями на крупных компаниях основным является прямое централизованное распределение ресурсов, при котором производственные подразделения рассматриваются не как субъекты внутрифирменного взаимодействия, а только как объекты директивного управления.

Директивное управление подразумевает централизованное определение основных параметров хозяйственной деятельности подразделений, начиная с объемов производства и заканчивая заработной платой персонала. Отношения подразделений с внешними контрагентами устанавливаются исключительно с ведома и согласия администрации. Материальное обеспечение деятельности подразделений осуществляется на основании централизованно определяемых норм и нормативов.

При этом, не исключается некоторая производственная самостоятельность подразделений в части достижения конечных результатов на основе имеющихся ресурсов. Невозможна только финансовая самостоятельность подразделений. Администрация компании полностью контролирует распределение денежных ресурсов.

Компания определяет цели деятельности подразделения и решает вопросы его репрофилирования, реорганизации и ликвидации, а также осуществляет контроль за эффективностью использования имущества подразделения, соблюдения подразделением техники безопасности, пожарной и экологической безопасности и охраны труда, определяет номенклатуру, цены, нормы расхода сырья и материалов на продукцию производимую подразделением.

Компания обеспечивает социальную защиту работников подразделения, в частности предоставляет им право пользования всеми установленными гарантиями, льготами и преимуществами. А также принимает на себя обязательства по финансированию поддержания основных средств в рабочем состоянии, обеспечения технического развития, обеспечения необходимыми ресурсами.

Подразделения же должны эффективно и по назначению использовать переданное им компанией

имущество, а также качественно и в срок производить продукцию и оказывать услуги по обязательной номенклатуре, определенной компанией. Сегодня все это функционирует как достаточно хорошо отлаженный механизм, однако в компании остаются нерешенные проблемы. Изменение условий хозяйствования, вызванное переходом от командно-административных методов функционирования к новым рыночным методам организации экономической деятельности, требует реформирования компании. В крупных компаниях выполняющих государственный заказ, строгая необходимость исполнения госзаказа и гарантированный сбыт снижает заинтересованность менеджеров предприятия в повышении эффективности работы подразделений. У руководителей подразделений, финансируемых по смете, нет объективного, т.е. согласованного с интересами всего предприятия, критерия оценки принимаемых ими хозяйственных решений. Экономическая эффективность каждого хозяйственного решения определяется на основе сравнения связанных с ним затрат и результатов. Однако, затраты и результаты подразделений компании оцениваются в разных системах измерения: результаты - в натуральной форме (выполнение плана), а затраты - в стоимостной (экономия или перерасход сметы).

Премирование за выполнение производственных планов осуществляется при условии выполнения сметы, а премирование за экономию сметы не предусматривается.

Основной задачей руководителя подразделения является выполнение плана. В итоге, решения, принимаемые лицами, объективные интересы которых в недостаточной мере согласованы с интересами всей компании, наносят ущерб ее экономике. И высшее руководство вынуждено существенно ограничивать свободу принятия хозяйственных решений на уровне даже крупных структурных подразделений.

Такая система взаимоотношений вызывает недовольство со стороны руководителей среднего уровня, усугубляя разрыв между интересами компании и интересами ее менеджеров. При подобных условиях хозяйствования возможно появление та-

кой альтернативы взаимоотношений подразделений с компанией, как модель внутреннего коммерческого расчета.

Внутренний коммерческий расчет (далее – ВКР) обеспечивает экономическую и юридическую гарантию прав и ответственности подразделения компании, не имеющего статус юридического лица. Целью введения ВКР является создание конкурентной среды для подразделений компании. Подразделение имеет право, согласно договору с администрацией компании, осуществлять предпринимательскую деятельность со сторонними организациями. Подразделение организует свою производственно-хозяйственную деятельность на основе заказов компании, договоров с другими подразделениями и сделок, заключенных от имени компании со сторонними организациями, учреждениями и гражданами, приобретая в связи с этим имущественные права и выполняя определенные обязанности.

Однако, в первоочередном порядке подразделение размещает заказы компании, производит продукцию и услуги по обязательной номенклатуре, определенной компанией, а сверх этого уже может самостоятельно определять номенклатуру и объемы производимой продукции (услуг) и виды деятельности. Сбыт продукции, работ, услуг, произведенных подразделением, осуществляется компанией в объеме, качественно и в срок исполненного заказа, а сверх заказа подразделение самостоятельно определяет направления реализации. Подразделение, не являясь юридическим лицом, имеет внутренний обособленный баланс, внутренний текущий счет и несет полную имущественную ответственность по своим внутренним обязательствам. Подразделение продолжает самостоятельно вести бухгалтерский учет и отчетность, а взаимные расчеты между подразделениями осуществляет централизованная бухгалтерская служба компании.

Однако, финансовые средства подразделения, сформировавшиеся от предпринимательской деятельности, в соответствии с методикой образования финансовых средств, остающихся в распоряжении подразделения, работающего в условиях ВКР, аккумулируются на внутреннем лицевом счете подразделения. Имущество, приобретенное подразделением за счет остающихся в его распоряжении финансовых средств, отражается на внутреннем балансе подразделения.

Направления расходования финансовых средств, остающихся в распоряжении подразделения, определяются им самим самостоятельно в том числе, по усмотрению директора подразделения, могут быть направлены на материальное стимулирование работников данного подразделения.

Не использованные в течение отчетного периода финансовые средства накапливаются на лицевом сче-

те подразделения в бухгалтерии компании. В случае недостаточности у подразделения финансовых средств для погашения своих внешних финансовых обязательств компания может предоставить ему под эти цели кредит.

Таким образом, компания оставляет в распоряжении подразделения сто процентов прибыли от реализации произведенных товаров и услуг, не предусмотренных заказом компании и не входящих в обязательную номенклатуру. А подразделение в свою очередь обязуется осуществлять свою деятельность в пределах целей и профиля, определенных ему компанией, способствуя при этом созданию наибольшей прибыли.

Переход подразделений и компаний к новой модели хозяйствования должен строиться на правовой основе, которой могут являться разработанные: устав компании и подразделений, положение о внутреннем коммерческом расчете в компании, генеральный договор между компанией и его подразделениями и другие локальные нормативные акты компании. Для урегулирования споров и разногласий, возникающих между администрацией компании и подразделениями, работающими в условиях ВКР, должна быть создана арбитражная комиссия компании. Предложенная модель имеет ряд преимуществ:

1. Ресурсосберегающий характер. Зависимость величины доходов руководящих лиц и вверенных им подразделений от экономических результатов деятельности последних стимулирует принятие хозяйственных решений, направленных на снижение затрат компании и загрузку существующих «резервных» мощностей.

2. Способность адаптироваться к изменяющимся внешним условиям. Система коммерческого расчета позволяет менеджерам подразделений попробовать свои силы в конкурентной среде, расширяет их кругозор и, следовательно, принесет новую волну предложений по совершенствованию внутрифирменных взаимоотношений. А также, повысит возможность быстрого и эффективного реагирования на любые изменения внешних условий.

3. Преодоление центробежных тенденций. Децентрализация управления, сочетающаяся с сохранением преимуществ единого хозяйственного комплекса, позволяет находить компромиссы с наиболее активными руководителями структурных подразделений.

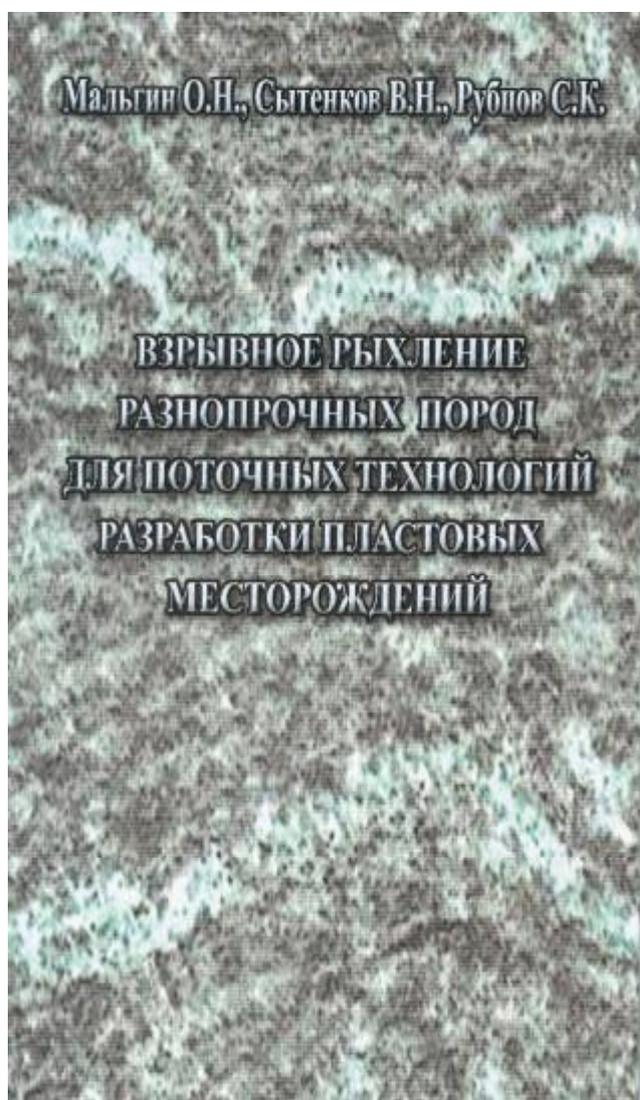
4. Восприимчивость к нововведениям. Внедрение нововведений, позволяющих повысить экономическую эффективность деятельности компании, одновременно увеличивает прибыль подразделения и создает источник повышения доходов его работников.

5. Объективная оценка руководящих кадров. Введение системы соизмерения затрат и результатов и жесткая регламентация ответственности позволяют оценивать деятельность руководителей подразделений, а менеджерам проявлять свои способности в полной мере.

Таким образом, применение ВКР позволит дать

больше самостоятельности подразделениям в выборе партнеров и принятии хозяйственных решений. Модель ВКР применима на всех подразделениях компании, которые могут производить работы (услуги) представляющие интерес для внешних клиентов. Модель ВКР может оказаться приемлемой для крупных предприятий республики.

КНИЖНАЯ НОВИНКА



В издательстве «Фан» Академии наук Республики Узбекистан вышла монография «Взрывное

рыхление разнопрочных пород для поточных технологий разработки пластовых месторождений», в которой авторами О.Н. Мальгиным – заместителем главного инженера НГМК, докт. техн. наук, В.Н. Сытенковым – главным инженером Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, проф., С.К. Рубцовым – начальником лаборатории института «ВНИПИпромтехнологии», докт. техн. наук МАН обобщен производственный опыт и комплекс научно-технических исследований, обеспечивающих взрывную подготовку массивов рыхлых горных пород с крепкими включениями для поточных технологических схем при открытой разработке пластовых месторождений.

В монографии обоснованы и разработаны методические основы технологии дифференцированного выбора параметров взрывания равнопрочных массивов пород в зависимости от мощности и прочности крепких включений, их количества и местоположения в разрушаемом уступе, что позволило расширить область применения поточных технологий разработки. Разработаны и внедрены методы управления взрывным разрушением разнопрочных пород в условиях зажатой среды, обеспечивающие концентрацию энергии взрыва в заданных направлениях и необходимую степень дробления при минимальном перемещении взорванной породы. Предложены алгоритмы расчетов технологических параметров для практического применения разработанных методов и технологических решений.

Монография рассчитана для инженерно-технических работников горнодобывающих предприятий, исследовательских и проектных институтов, преподавателей, аспирантов и студентов горных вузов и факультетов.

МАЛЬГИН ОЛЕГ НИКОЛАЕВИЧ

(к 70-летию со дня рождения)

5 марта 2007 г. исполнилось 70 лет Олегу Николаевичу Мальгину, специалисту в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых, доктору технических наук, иностранному члену Академии горных наук, заместителю главного инженера Навоийского горно-металлургического комбината.

В 1959 г. О.Н. Мальгин окончил горный факультет Среднеазиатского политехнического института и начал работать в Навоийском горно-металлургическом комбинате горным мастером, затем начальником участка, главным инженером и начальником карьера (г. Учкудук), главным инженером рудоуправления (г. Зарафшан), начальником горного отдела Управления комбината (г. Навои). В 1976 г. он назначен начальником Центральной научно-исследовательской лаборатории комбината. С 1984 г. работает заместителем главного инженера комбината по горным работам.

О.Н. Мальгин принимал непосредственное участие в строительстве и эксплуатации карьеров уранового месторождения Учкудук, освоении и внедрении горно-транспортной техники непрерывного действия производительностью 1000 и 3000 кубометров в час.

В 1982 г. О.Н. Мальгин защитил диссертацию на соискание учёной степени кандидата технических наук. В диссертационной работе решены актуальные задачи выбора критерия для оценки физико-механических свойств разнопрочных горных пород сложноструктурного месторождения Учкудук. Определены и внедрены рациональные параметры буровзрывных работ, обеспечивающие высокую производительность роторных экскаваторов при разработке весьма крепких глин и мергелей. Обоснованы области рационального использования роторных комплексов и прямых лопат в различных условиях их эксплуатации на вскрышных и добычных работах. Результаты исследований нашли применение в разработке и реализации целевой программы применения циклично-поточной технологии.

С 1984 г. он принимал непосредственное участие в промышленном внедрении комплекса ЦПТ и совершенствовании технологии горных работ на золоторудном карьере Мурунтау с применением комбинированного транспорта. В результате выполненных исследований и внедрения их результатов в производство обеспечено достижение и затем превышение проектной производительности комплекса ЦПТ.

При непосредственном участии О.Н. Мальгина разработана и внедрена прогрессивная технология буровзрывных работ на глубоких карьерах на базе применения эмульсионных взрывчатых веществ соб-



ственного производства, стоимость которых значительно ниже промышленных.

Им обоснованы и внедрены технологические схемы и конструкции породоскатов для перепуска горной массы на концентрационные горизонты, дающие возможность перераспределять грузопоток вскрыши в карьере за счет передачи вышележащих объемов горной массы к дробильно-перегрузочным пунктам ЦПТ. Научно обоснованы направления коренного совершенствования циклично-поточной технологии путем разработки, создания и внедрения на карьерах принципиально нового горнотранспортного оборудования и технологических схем его применения, обеспечивающих повышение угла подъема горной массы конвейерными подъемниками. Рекомендованы и приняты для проектирования крутонаклонные конвейеры с углом наклона до 40°, мобильные дробильно-перегрузочные пункты и крутонаклонные перегружатели.

В 2005 г. О.Н. Мальгин защитил диссертацию на соискание ученой степени доктора технических наук на тему «Научно-техническое обоснование стратегии разработки сложноструктурных месторождений глубокими карьерами».

На протяжении многих лет О.Н. Мальгин является научным руководителем работ по тематике, направленной на разработку новых и совершенствование существующих технологических процессов, обеспечивающих стабильное развитие горных работ на месторождениях НГМК.

О.Н. Мальгин является руководителем представительства редакционной коллегии «Горного журнала» по Кызылкумскому региону (Узбекистан). Член Специализированного совета по защите кандидатских диссертаций при Навоийском государственном горном институте. По результатам исследований опубликовано 127 печатных трудов, в том числе 6 книг и 16 изобретений.

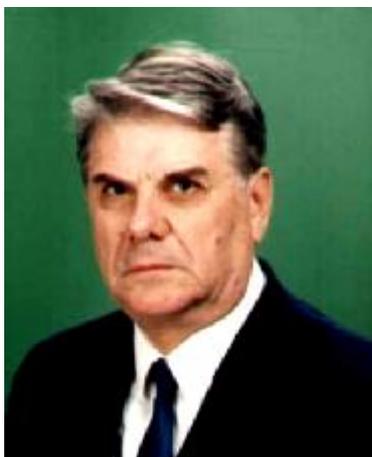
За добросовестную производственную деятельность О.Н. Мальгин награжден орденом Трудового Красного Знамени, медалями, знаками «Шахтерская слава» I, II и III степеней, «Горняцкая слава» I степени, серебряной медалью ВДНХ. Удостоен звания «Лауреат Государственной премии СССР». Ему присвоено звание «Заслуженный работник промышленности Республики Узбекистан».

Научно-техническая общественность, друзья и коллеги поздравляют Олега Николаевича Мальгина с юбилеем и желают ему крепкого здоровья, личного счастья и новых творческих успехов на благо прогресса и процветания Узбекистана!

РУБЦОВ СЕРГЕЙ КОНСТАНТИНОВИЧ

(к 70-летию со дня рождения)

Исполнилось 70 лет Сергею Константиновичу Рубцову – видному ученому в области горного дела, начальнику Лаборатории научно-исследовательского отдела открытых горных работ Всероссийского проектно-изыскательского и научно-исследовательского института промышленной технологии (ВНИПИпромтехнологии), действительному члену Академии горных наук, внесшему значительный вклад в создание и внедрение на горнодобывающих предприятиях Навоийского горно-металлургического комбината ресурсосберегающих технологических процессов горных работ.



Норильский комбинат, аспирантура в Институте горного дела им. А.А. Скочинского, ВНИПИпромтехнологии (ранее ПромНИИпроект) – основные вехи его трудовой и научной деятельности. С 1967 г. С.К. Рубцов беспрерывно трудится во ВНИПИпромтехнологии, где в полной мере раскрылись его организаторские и научные способности. Здесь С.К. Рубцов стал действительным членом Академии горных наук РФ, ему присвоена ученая степень доктора технических наук Международной Академии наук.

С.К. Рубцов являлся ответственным исполнителем и научным руководителем многих комплексных тем и исследований по разработке новых и рационализации технологических процессов открытой разработки месторождений урановых и золотосодержащих руд на месторождениях Узбекистана.

При его непосредственном участии и методическом руководстве выполнен цикл актуальных научно-исследовательских работ в области техники и технологии буровзрывных работ для поточной и циклично-поточной технологий разработки урановых карьеров Учкудука, золоторудных карьеров месторождений Мурунтау и Кокпатас, фосфоритового карьера Ташкура; интенсификации взрывного воздействия на процессы рудоподготовки и обогащения золотосодержащих руд в карьерах НГМК; разработки и совершенствования схем заоткоски уступов и создания сейсмобезопасной технологии взрывных работ в приконтурных зонах карьеров и вблизи ответственных инженерных сооружений, а также щадящей технологии БВР, обеспечивающей добычу кондиционных отделимых мрамора в условиях его совместной разработки с приоритетным полезным ископаемым на месторождении Кокпатас. Обоснованы условия и параметры применения нового поколения

ВВ – эмульсионных взрывчатых составов на горных предприятиях НГМК, результаты исследований и практические рекомендации использованы при проектировании и строительстве прикарьерного модульного комплекса производства эмульсионных ВВ.

Законченные результаты выполненных работ, научные обобщения и рекомендации послужили основой для разработки технико-экономических обоснований, подготовки исходных данных и проектных решений в ведущих институтах Узбекистана (УзГЕОТЕХЛИТИ), России

(ВНИПИпромтехнологии, Гипроцветмет), Украины (УкрНИИпроект) по ряду месторождений Узбекистана (Учкудук, Мурунтау, Кокпатас, Ташкура), России, Казахстана и др.

Выполненные под руководством С.К. Рубцова исследования характеризуются высоким научным уровнем, неоднократно докладывались на республиканских и международных совещаниях и конференциях, систематически публикуются в печати. С.К. Рубцов является автором более 160 научных трудов, в том числе шести книг. Новизна целого ряда технологических решений и разработок подтверждена авторскими свидетельствами и патентами на изобретения, а их внедрение в проекты и производство дало значительный экономический эффект.

За добросовестную и эффективную научно-производственную деятельность С.К. Рубцов награжден государственными медалями, отраслевыми наградами. Он кавалер знаков «Горняцкая слава» 3-ей и 1-ой степеней республики Узбекистан, знаков «Шахтерская слава» 2-ой и 3-ей степеней, нагрудного знака Федерального Агентства атомной энергии РФ «Академик И.В. Курчатов» 3-ей степени и др.

Своими профессиональными знаниями и обширным производственным опытом С.К. Рубцов щедро делится с коллегами и молодыми специалистами НГМК, систематически привлекается для руководства дипломными проектами, подготовки магистров и аспирантов Навоийского горного института и НГМК, обучающихся в ВУЗах горного профиля России.

Поздравляя Сергея Константиновича Рубцова с юбилеем, горнотехническая общественность Навоийского горно-металлургического комбината, друзья и коллеги желают ему здоровья, личного счастья, благополучия и новых творческих успехов!