

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'sischi:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir: 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., 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-site: www.mining-bulletin.geotech.uz

Dizayn:

Bannov A.N.,

Kompyuter sahifasi:

Naumova O.A.

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

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

Nashr etishga 21.05.2007 y. imzolandi

Adadi 750 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

<i>Поздравляем</i>	3
<i>Шеметов П.А.</i> Навоийский ГМК на пути свершений	4
<i>Комбинат – его судьба</i>	7
<i>Панова Н.</i> О счастье жить для людей	10
<i>Научно-техническому и производственному журналу «Горный вестник Узбекистана» – 10 лет</i>	12

ГЕОЛОГИЯ, ГЕОХИМИЯ ВА ГЕОДЕЗИЯ / ГЕОЛОГИЯ, ГЕОХИМИЯ И ГЕОДЕЗИЯ

<i>Бадалов С.Т.</i> Геохимическая значимость подстилающих и вмещающих пород в генезисе эндогенного оруденения	14
<i>Ахмедов Н.А., Лузановский А.Г., Парамонов Ю.И., Турмурадов И.Б.</i> О генетических аналогиях нефтяных, битуминозных горючесланцевых и «черносланцевых» ураново - редкометалльно - золоторудных месторождений (на примерах Западного Узбекистана)	17
<i>Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф.</i> Перспективы золотоносности Приташкентского региона	19
<i>Сулейманов М.О., Поморцев В.В., Прутик Е.В., Мирзаева Г.А.</i> Структуры экранирования вулканогенных золоторудных месторождений	26
<i>Федянин С.Н.</i> Рудогенез месторождений урана песчаникового типа с позиций электрогеохимии	28
<i>Бекбаев Г.К., Белевич С.В.</i> Геодезическая сеть Республики Узбекистан и ее совершенствование с использованием приборов спутникового позиционирования	34

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

<i>Мальгин О.Н., Лильбок Л.А., Акиншина Г.И.</i> Изучение геотехнологических свойств руд месторождений Кызылкумской провинции	36
<i>Сытенков В.Н., Кадыров А.А., Бибики И.П.</i> К разработке концептуальных основ стратегии развития Кызылкумского региона на основе системного подхода к использованию интегрального ресурса	39
<i>Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш.</i> Методические основы разработки паспортов на процессы горного производства	45
<i>Норов Ю.Д., Шамансуров И.И., Тошов Ж.Б.</i> Параметры разрушения и сопротивляемости горных пород под действием штампа в забое скважин	51
<i>Лобанов В.С., Рахимджанов А.А., Чумакин Р.В., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С.</i> К вопросу возможности отработки «сближенных рудных тел» Чармитанского жильного месторождения	53
<i>Лобанов В.С., Оруджов У.С., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С., Батяев В.А.</i> Пути совершенствования технологических схем выпуска руды из блоков при разработке месторождений полезных ископаемых жильного типа	57
<i>Крымов Л.Р., Узлов В.С.</i> О возможности возведения дамб хвостохранилищ Навоийского ГМК способом намыва	61
<i>Акопян Ю.М., Чернышев В.В.</i> Перспективы повторной отработки осадочного месторождения гидрогенного типа методом скважинного подземного выщелачивания	64
<i>Бурксер А.А., Чумакин Р.В.</i> Совершенствование систем разработки с магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой рудных тел, залегающих в сильнотрещиноватых и неустойчивых вмещающих породах месторождения Чармитан	68

ГЕОМЕХАНИКА / ГЕОМЕХАНИКА

<i>Лукишов Б.Г., Тер-Семенов А.А., Федянин А.С.</i> Исследования и анализ естественной сейсмической обстановки на территории НГМК и в районе карьера Мурунтау	72
---	----

**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'zGEOTEXLITI»

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., 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-сайт: www.mining-bulletin.geotech.uz

Дизайн:

Баннов А.Н.

Компьютерная верстка:

Наумова О.А.

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

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

Подписано в печать 21.05.2007 г.

Тираж 750 экз.

**METALLURGIYA VA BOYITISH /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

- Ахмедов Х., Солижанова Г.К.* Результаты технологической переработки первичных золотосодержащих проб руды месторождения Даугызтау 75
Еремеев Д.Н. Факторы, влияющие на отстаивание (сгущение) частиц твердой фазы 77
Кустова Л.А., Пеклин В.П. Практическое обеспечение аналитического контроля технологических процессов ГМЗ-2 83
Дубов А.А. Влияние концентрации цианистого натрия и тонины помола на извлечение золота и серебра из пульпы 86
Новиков Ю.П. Ионообменная технология урана на истоке деятельности ГМЗ-1 НГМК 89

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

- Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Кист А.А.* Нейтронно-активационный анализ золота и сопутствующих элементов в технологических продуктах с использованием ²⁵²Cf - источника нейтронов 92
Курбанов Б.И., Арипов Г.А., Барсукова Е.Г., Умаралиев М., Курбанов З.Б. Нейтронно-радиационный метод определения технологически важных элементов при переработке сульфидных руд 96
Агзамов Ш.К. Методика расчёта температуры стенки в теплообменных аппаратах 99
Хайдарова З.Р., Музафаров А.М. Применение СВЧ печей для разложения золотосодержащих проб 100
Пиримов А. Исследование тепло-и массообмена в области перемешивания трехмерных турбулентных струй реагирующих газов на основе «к-ε» модели турбулентности 102
Кушназаров И.К., Мардонов Б.Т., Шеров К.Т. Исследование влияния нагрузки на глубину наклепа при ротационной обработке 106
Ахмедов Х.И., Мухамедов А.А. Изменение износостойкости углеродистой стали марки У8 в зависимости от режимов предварительной термической обработки 108
Сафаров И.И., Болтаев М.Б. Аналитическое решение задачи воздействия породы при взрывных нагрузках на конструкции трубопроводов и крепления тоннелей 109

FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ

- Перегудова Г.П.* Применение межпредметных связей при решении задач горного производства 112
Ражабов Б. Таълим сифати менежментининг босқичлари хақида 113
Жакимов А., Чулиев Э.А., Шониев Ф.А. О математических моделях гидродинамической устойчивости многофазных потоков 115

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

- Мирасланов М.М., Закиров М.М., Тарасенко Н.В.* Промышленные пустыни – факторы, причины и критерии 116

TARIX / ИСТОРИЯ

- Қаршиев Р.М., Раупов Х.Р., Бердиев Н.* Бухоро амирлигида олтин казиб олиш тарихидан 121
Мирзакулов Б.Т. Бухоро амирлиги худудларида кончилик ишлари хусусида 124

BU QIZIQARLI / ЭТО ИНТЕРЕСНО

- Курбанов А.А.* Новые особенности и условия применения базальтовых волокон 125

HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

- Защита диссертации* 127
Расценки на размещение рекламы в журнале «Горный вестник Узбекистана» 128

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «SANDVIC»
На 3 стр. обложки: «Atlas Copco»
На 4 стр. обложки: «NALCO»

ПОЗДРАВЛЯЕМ!

Исполняется 70 лет со дня рождения видного государственного деятеля, крупного организатора горного производства, доктора технических наук, генерального директора Навоийского горно-металлургического комбината, депутата Олий Мажлиса, Героя Республики Узбекистан Николая Ивановича Кучерского.

Вся трудовая деятельность Н.И. Кучерского связана с урано- и золотодобывающей промышленностью Узбекистана. Николай Иванович Кучерский, по окончании Днепропетровского горного института в 1961 г., занимал ряд руководящих должностей, а с 1985 г. назначен генеральным директором Навоийского горно-металлургического комбината. Глубокое знание производства, огромный опыт и склонность к научно-исследовательской работе позволили Н.И. Кучерскому возглавить крупные проекты по развитию урано- и золотодобывающей промышленности и эффективному использованию отечественных минерально-сырьевых ресурсов. Ряд важных исследовательских работ по научно-техническому обоснованию,



разработке и внедрению технологии проектирования и эксплуатации карьеров при освоении сложно-структурных месторождений высокоценных руд является личным вкладом Николая Ивановича в развитие горной науки. Для условий крупнейшего в мировой практике золоторудного карьера Мурунтау определены важнейшие направления технического перевооружения на основе циклично-поточной технологии.

На посту генерального директора Н.И. Кучерский много сил, знаний и энергии приложил к ускоренному развитию открытого способа добычи золота. Особые его усилия направлены на становление и дальнейшее развитие Зарафшанского и Учкудукского золотоперерабатывающих комплексов, перевод урановой отрасли на более экономичный способ скважинного подземного выщелачивания. Под постоянным вниманием и заботой Николая Ивановича находится весь шестидесятидвухтысячный многонациональный коллектив комбината, строительство и расширение современных городов Навои, Зарафшан, Учкудук, Зафарабад, Нурабад, находящихся на балансе комбината с развитой инфраструктурой и объектами социальной сферы для трудящихся и их семей.

Н.И. Кучерским опубликовано около 150 научных работ, в том числе три монографии, получено 14 авторских свидетельств на изобретения. В течение 10 лет Н.И. Кучерский – член Специализированного со-

вета по защите кандидатских диссертаций Навоийского государственного горного института.

Плодотворная трудовая, научная и общественная деятельность Николая Ивановича по достоинству оценена государством. Ему присвоено звание Героя Республики Узбекистан, он награжден орденами «Дустлик», «Эл-юрт хурмати», медалями, знаком «Шахтерская слава» трех степеней, удостоен многих почетных званий, имеет награды иностранных государств. Н.И. Кучерский дважды лауреат государственных премий, ему присвоено звание «Заслуженный инженер Узбекистана». Н.И. Кучерский входит в высший круг руководителей мирового горного сообщества и пользуется неоспоримым авторитетом и уважением.

70-летний юбилей Николай Иванович Кучерский встречает полным сил и творческих замыслов. Друзья, коллеги и ученики поздравляют Николая Ивановича с юбилеем и желают крепкого здоровья, новых научных достижений и успехов в труде на благо Узбекистана.

Информационно-аналитический департамент по вопросам ТЭК, химии, металлургии и машиностроения, Министерство Российской Федерации по атомной энергетике, Навоийский горно-металлургический комбинат, ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», ОАО «Узбекуголь», «Узтяжнефтегазхимпроект», «Узгеотехлитит», ВНИИПромтехнологии, Ташкентский государственный технический университет, Навоийский государственный горный институт, Академия горных наук, Российская Академия естественных наук, ННЦ ГП-ИГД им. Скопинского, Московский государственный горный университет, Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Российский государственный геологоразведочный университет, Уральский государственный горный университет, Уральский государственный технический университет, Национальный горный университет (г. Днепропетровск), Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины.

НАВОЙСКИЙ ГМК НА ПУТИ СВЕРШЕНИЙ

Шеметов П.А., главный инженер НГМК, докт. техн. наук

Навоийский горно-металлургический комбинат был создан для выполнения задач по добыче и переработке урановой руды на базе крупного месторождения Учкудук. Промышленная разработка месторождения начата в далеком 1958 г. История освоения Учкудука насчитывает много героических страниц. В создание промышленного гиганта в суровых климатических условиях Центральных Кызылкумов вложен труд сотен тысяч рабочих, инженеров, ученых, руководителей. Всей республике известны имена крупных руководителей - героев труда З.П. Зарапетяна, А.А. Петрова, Н.И. Кучерского, на долю которых выпало руководить Навоийским комбинатом в периоды его становления и развития.

Первым директором комбината был З.П. Зарапетян. Пройден большой путь. Урановая промышленность создавалась в сжатые сроки. Благодаря самоотверженному плодотворному труду горняков, сложившемуся творческому содружеству специалистов комбината и институтов, в короткие сроки были освоены проектные мощности по отработке подземных и открытых запасов месторождения Учкудук. Выполнены работы по освоению механизированных комплексов и комбайнов, бурошнековых агрегатов для подземной отработки

маломощных участков урановых пластов. Впервые в мировой практике реализована промышленная технология открытой разработки роторными комплексами разнопрочных вскрышных пород с крепкими пропластками, подготовленных к экскавации буровзрывным способом.

В 1964 г. подписан акт приемки в эксплуатацию первой очереди гидрометаллургического завода № 1 (ГМЗ-1), в 1969 г. завод перешел на выпуск закиси-оксида урана. В кратчайшие сроки освоены и перекрыты проектные показатели по переработке. В 1965 г. достигнута проектная производительность по добыче руды. Огромный объем работ по проектированию горно-перерабатывающих предприятий, освоению техники и технологии вызвал необходимость широко привлечения научно-исследовательских и проектных институтов. В коллективе вырабатывалось стремление к тесному содружеству ученых и производственников, что значительно ускоряло внедрение разработок. Масштабы горных работ, сложные горно-геологические условия, пустынный район месторождения настоятельно диктовали это. Внедрялись и проходили обкатку прогрессивные технические решения и передовые технологии:

- схема с веерной передвижкой забойных конвейеров, позволившая вовлекать в отработку роторными комплексами объемы вскрыши, прилегающие к бортам карьеров, имеющих сложную конфигурацию. Веерная передвижка забойных конвейеров сопровождалась наращиванием или укорачиванием конвейеров в зависимости от конфигурации бортов карьеров;

- схемы работы роторных комплексов с многоярусным внешним и внутрикарьерным отвалообразованием;

- отвалообразование с управляемым обрушением при отсыпке на слабое обводненное и прочное основание.

После открытия золоторудного месторождения Мурунтау в соответствии со специализацией комбината происходят коренные структурные изменения, создается Зарафшанский золотоперерабатывающий комплекс. Большую роль в



становлении которого сыграл приход в 1971 г. на должность главного инженера Центрального рудоуправления (г. Зарафшан) Н.И. Кучерского.

Низкое содержание золота в руде и тонкая его вкрапленность указывали на сложность извлечения золота традиционными методами обогащения и ставили под сомнение эффективность и рентабельность будущего производства. Институты ВНИИ химической технологии (директор Скорюков Д.И.) и ВНИПИ промышленности (директор Кедровский О.Л.) провели исследования по разработке технологии и проектированию объектов золотоперерабатывающего комплекса. Техническое решение о применении бесфильтрационной ионообменной технологии было разработано сотрудниками ВНИПИ промышленной технологии и специалистами комбината под руководством академика Ласкорина Б.Н. В 1966 г. сорбционная технология извлечения золота прошла промышленные испытания в опытном цехе комбината. За комплекс работ по созданию крупномасштабного производства аффинированного золота с применением сорбционной технологии группа специалистов и ученых была удостоена Государственной премии, среди которых звание лауреата получил Н.И. Кучерский. Сложившееся творческое сотрудничество коллективов способствовало освоению в короткие сроки проектных мощностей. Первая очередь гидрометаллургического завода № 2 (ГМЗ-2) была построена за 26 месяцев и освоена за один год. Первые слитки золота получены в 1969 г. С 1971 г. применяется схема аффинажа золота, позволяющая выпускать самое высокопробное золото в мире в виде металлических слитков с гарантированной чистотой (999,9).

В начале 70-х годов специалистами комбината произведен пересчет геологических запасов и пересмотрены критерии бедных руд месторождения Мурунтау для геологического оконтуривания с последующей селективной отработкой и раздельным складированием в отвалах. В 1981-1982 гг. проведена ревизия содержания золота в складах, позволившая решить вопросы дальнейшего использования бедных руд для извлечения металла. Специалисты комбината совместно с сотрудниками научных институтов внедрили новые математические методы оконтуривания и подсчета запасов на карьерах с применением ЭВМ. В 1987 г. за комплекс работ по разработке автоматизированной системы АС «Руда», их использование на карьере Мурунтау группе ученых и специалистов, в том числе Н.И. Кучерскому, присуждена Государственная премия.

Большую роль в становлении и развитии комбината сыграл приход на должность директора авторитетного специалиста в области горного дела А.А. Петрова. Под его руководством в 1971-

1985 гг. осуществлен ввод второй очереди и начато освоение третьей очереди развития ГМЗ-2. Идет техническое перевооружение на горных работах, внедрена импортная техника на карьере Мурунтау. Этот период ознаменовался использованием комбинированного вида транспорта. Выполнена реконструкция транспортной схемы карьера Мурунтау, внедрен комплекс циклично - поточной технологии. Принимается концепция развития и внедрения вычислительной техники на открытых горных работах. Для повышения надежности и долговечности горно-шахтного и технологического оборудования разработаны и внедрены газотермические методы напыления порошковых материалов.

Значительный вклад в становление, определение главных направлений дальнейшего развития комбината внес Н.И. Кучерский, ставший генеральным директором в 1985 г. Именно под его руководством комбинат становится многопрофильным предприятием, решающим сложные комплексные задачи горно-перерабатывающей отрасли.

Комбинат завоевывает авторитет не только в Узбекистане, но и за его границами. У современного руководителя самый широкий спектр обязанностей. Необходимо владеть знаниями во всех областях: в производстве, в финансовой сфере, строительстве, четко определять стратегию развития производства и т.д.

Трудные времена наш комбинат, как и большинство горно-металлургических производств, пережил в начале 90-х годов. Видя дезинтеграционные процессы в экономике Н.И. Кучерский принимает неординарные решения, чтобы выйти из труднейшего экономического положения, связанного с разрушением системы поставок оборудования и оплаты продукции. Комбинат с разрешения правительства Узбекистана одним из первых в республике выходит на мировой рынок. Валютные средства от продажи направляются на приобретение новой техники и расходных материалов. Это сыграло решающую роль в стабилизации работы комбината, расширении номенклатуры и росте объемов выпускаемой продукции, создании новых производств.

Комбинат существенно укрепил свою материальную и производственную базу: выполнена замена горнотранспортной техники на более современную и высокопроизводительную, введены в строй ювелирный завод, трикотажное предприятие «Агама», заводы по производству поливинилхлоридных и полиэтиленовых труб, завод по производству эмульсионных взрывчатых веществ. Образованы новые урано- и золотодобывающие производства. С 1995 г. добыча урана в комбинате ведется более экономичным способом скважинного подземного выщелачивания. Важной вехой в жиз-

ни Навоийского комбината стал пуск 14 июня 1995 г. первой очереди ГМЗ-3. На заводе состоялся торжественный митинг с участием Президента И.А. Каримова.

За большой вклад в укрепление независимости Узбекистана, углубление экономических реформ, а также за героический труд в горно-металлургической промышленности в 1996 г. Н.И. Кучерскому присвоено звание Героя Узбекистана.

Для обеспечения развития и совершенствования производства комбинат ведет научно-исследовательские работы собственными силами и с привлечением научно-исследовательских и проектных организаций. В годы независимости республики резко повысилась роль научных учреждений Узбекистана в деятельности комбината. Кроме исследовательского и проектного института «Узгеотехлити», большой вклад в научно-исследовательские, проектные и опытно-конструкторские работы для комбината внесли институты: ядерной физики АН РУз, микробиологии АН РУз, Ташкентский автодорожный, общей и неорганической химии АН РУз, минеральных удобрений АН РУз, Навоийский государственный горный и другие.

В 1997 г. комбинат приступил к добыче руды на участке Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритовых руд, а с апреля 1998 г. осуществлен ввод первой очереди Кызылкумского фосфоритного комплекса. Развернута интенсивная работа по модернизации и техническому перевооружению действующих производств Зармитанского, Марджанбулакского золотодобывающих рудников и Марджанбулакской золотоизвлекательной фабрики.

К концу 90-х годов на комбинате разработаны и используются в практике проектирования, планирования и эксплуатации золоторудных месторождений специальные компьютерные технологии построения математической модели месторождения, оптимальной формы карьера в отработанном виде, календарного графика развития горных работ, автоматизированных систем управления качеством добываемого сырья и рудопотоком. Отдельные теоретические и экспериментальные исследования неоднократно докладывались на международных конференциях, научно-технических семинарах, экспертных советах министерств, ведомств и др. Ряд технических решений защищены патентами и авторскими свидетельствами. Итогом проведенных широкомасштабных исследований явилась успешная защита Н.И. Кучерским в 1999 г. докторской диссертации.

Н.И. Кучерский неоднократно представляет науку Узбекистана на международных и отечественных конференциях, симпозиумах и конгрессах: Вена (1995 г.), Денвер (1996 г.), Днепропетровск

(1996-1999 гг.), Лондон (1997-1999 гг.), Вашингтон (2000 г.), Торонто (2003 г.), Дели (2003 г.), Ташкент (1997, 1998, 2001-2005 гг.), Бухара (2000 г.), Навои (1996-2006 гг.). Во многих из них Н.И. Кучерский выполняет научно-организационную работу, являясь председателем и заместителем председателя Оргкомитета.

Комбинат является ведущим предприятием не только в республике, но и в мире. Правительство Узбекистана оказывает постоянное внимание и помощь в решении сложных задач комбината. По всем важнейшим вопросам принимаются постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан. В ряде случаев принимаются решения о параллельном проектировании и строительстве, что позволяет значительно сократить сроки строительства горно-металлургических производств и приблизить ввод в эксплуатацию. Вышедшее постановление Кабинета Министров Республики «О мерах по обеспечению социально-экономического развития Зарафшан – Учкудукского региона в 1992-1995 годах и стабилизации работы предприятий НГМК» способствовало повышению эффективности работы комбината, дальнейшему увеличению производства урана и золота. Коллективом комбината осуществляется строительство новых горно-металлургических объектов, проводится реконструкция предприятий и модернизация оборудования.

Это способствует превращению урано- и золотодобывающей отрасли в крупномасштабное современное производство, оснащенное мощным и высокоэффективным технологическим оборудованием, позволяющим обеспечить гарантированное высокое качество выпускаемой продукции. За годы независимости Республики Узбекистан выросли объемы разработки горной массы с 36,1 до 50,6 млн. м³ в год; переработки руды с 20,0 до 35,2 млн.т. в год; производства золота на 32,8%. Все эти достижения – плод умелой стратегии руководства Республики, основу которой составили дальнейшее углубление демократизации и обновления общества, ускорение экономических и политических реформ.

В структуру комбината входит шесть рудоуправлений, на базе которых построены находящиеся на балансе комбината города Навои, Учкудук, Зарафшан, Нурабад, Зафарabad. Сегодня Навоийский комбинат входит в первую десятку лидирующих мировых компаний по производству золота и урана, и в этом значительная заслуга генерального директора Н.И. Кучерского. В июле этого года Н.И. Кучерскому исполняется 70 лет.

Пользуясь случаем, присоединяюсь к многочисленным поздравлениям юбиляру и хочу высказать большую благодарность Николаю Ивановичу за радость совместного труда.

КОМБИНАТ – ЕГО СУДЬБА

«Думаю, что в Кызылкумском проекте самой обнадеживающей была именно эта, социальная сторона – человечность как смысл противостояния суровости и неподатливости природной среды».

Н.И. Кучерский

Н.И. Кучерский родился в городе Мариуполь Донецкой области. В 1961 г. окончил Днепропетровский горный институт, получил квалификацию горного инженера-шахтостроителя. На работу направлен в Навойский горно-металлургический комбинат для освоения месторождения Учкудук, где в необжитом месте Центральных Кызылкумов, при отсутствии жилья, трудовых ресурсов, транспортных и энергетических коммуникаций начиналось строительство горного предприятия по добыче урановых руд.

С 1961 по 1971 гг. Н.И. Кучерский работает инженером, горным мастером, начальником участка, начальником карьера Северного рудоуправления (г. Учкудук). Принимает участие в освоении, модернизации и внедрении новой техники непрерывного действия - роторных экскаваторов, конвейеров и отвалообразователей производительностью 1000 и 3000 кубометров в час.

При непосредственном участии Н.И. Кучерского разработаны новые эффективные технологические схемы ведения открытых горных работ. К ним относятся: селективная выемка маломощных ураноносных рудных тел; разработка роторными экскаваторами разнопрочных пород с включением крепких скальных пропластков, предварительно ослабленных взрывными работами; веерная передвижка забойных и отвальных ленточных конвейеров; многоярусное отвалообразование; технология выемки руды в прибортовой - неустойчивой зоне карьеров. Внедрение новых технологий позволило в установленные сроки осуществить строительство крупных карьеров, ввести их в эксплуатацию и в проектных объемах обеспечить перерабатывающий завод урановой рудой. С августа 1971 г. Николай Иванович Кучерский работает главным инженером, а с декабря 1983 г. – дирек-



тором Центрального рудоуправления (г. Зарафшан) Навойского горно-металлургического комбината.

Под руководством Н.И. Кучерского перекрыта проектная производительность первой очереди золотоизвлекательного комплекса «Мурунтау», построены и в короткое время освоены вторая и третья очереди гидрометаллургического завода № 2 (ГМЗ-2). Разработана и внедрена технология

попутного извлечения, наряду с золотом, серебра и палладия.

Под руководством и при непосредственном участии Н.И. Кучерского осуществлено строительство на карьере Мурунтау высокопроизводительного комплекса циклично-поточной технологии в составе дробильно-перегрузочных пунктов, конвейерных линий и отвалообразователей производительностью 3500 т. в час. Внедрение циклично-поточной технологии обеспечило эффективную работу горного комплекса и стабильную подачу золотосодержащей руды на гидрометаллургический завод.

Впервые в горной промышленности в 1977 г. на руднике Мурунтау построена лаборатория гамма-активационного анализа для экспрессного определения содержания золота в добываемых рудах. В результате совершенствования режима работы лаборатории продолжительность цикла одного анализа составляет 17 секунд. Производительность лаборатории - более 600 тыс. анализов в год.

За создание крупномасштабного производства аффинированного золота с применением сорбционной технологии Н.И. Кучерский удостоен в 1980 г. звания лауреата Государственной премии.

С 1985 г. Николай Иванович - генеральный директор Навойского горно-металлургического комбината, флагмана горнорудной промышленности Узбекистана. С первых дней деятельности на этом посту Н.И. Кучерский успешно проводит

техническую политику, ориентированную на повышение эффективности действующего производства, увеличение производства золота, урана и другой продукции.

В конце 80-х, начале 90-х гг. Минатом объявил конверсию урановой отрасли и прекратил финансирование комбината. Законсервировано строительство ГМЗ-3 в Учкудуке. На карьере Мурунтау работало 40% техники. Автосамосвалы белорусского автозавода грузоподъемностью 110 т конструктивно не соответствовали трудным горнотехническим и климатическим условиям горных работ.

Создалась критическая ситуация с добычей и производством золота. В это трудное время Николай Иванович обратился к Президенту Республики Узбекистан Исламу Абдуганиевичу Каримову и получил поддержку предложениям, направленным на интенсификацию производства.

Комбинату была оказана необходимая помощь, выделены кредиты на приобретение горного оборудования, что позволило осуществить комплекс мер по увеличению производства золота и урана. В результате кропотливой и настойчивой работы Н.И. Кучерского комбинат вышел на мировой уровень, с разрешения Правительства начал продавать урановую продукцию и зарабатывать валютные средства, направляемые на развитие производства.

За годы независимости Узбекистана под руководством и непосредственным участии Н.И. Кучерского построены: первая очередь ГМЗ-3, СП «Зарафшан-Ньюмонт»; СП «Амантайтау Голдфилдз», завод по выпуску ювелирных изделий; прядильно-трикотажное предприятие «Агама»; рудники по добыче урана способом подземного выщелачивания; рудники и технологические установки по добыче мрамора и выпуску декоративной плитки; установка для производства в промышленных масштабах жидкого стекла; Кызылкумский фосфоритный комплекс; завод по производству эмульсионных взрывчатых веществ, завод по выпуску полиэтиленовых и поливинилхлоридных труб, созданы мощности по производству токарных и фрезерных станков.

В 1994 г. слиткам золота Навоийского ГМК Арбитражной Лабораторией Лондонского рынка слитков присвоен, а в 2006 г. подтвержден статус «оптимальной поставки золота», в 1997 г. присужден сертификат качества Токийской биржей промышленных товаров. Это значит, что Узбекское золото имеет высочайшую репутацию и не подлежит дополнительному контролю при его реализации.

По инициативе генерального директора на открытых горных работах проведена модернизация горного оборудования. На карьерах комбината внедрены импортные автосамосвалы грузоподъемностью от 136 до 190 т и гидравлические экскаваторы с емкостью ковша от 10 до 26 м³. За счет применения высокоэффективного оборудования карьер Мурунтау заработал на полную мощность, ежегодно разра-

батывая до 35 млн. м³ скальной горной массы. Ежегодно увеличивается выпуск золота, стабильно выполняется и перевыполняется государственный заказ по реализации золотых слитков.

Под руководством Н.И. Кучерского осуществляется программа по созданию новых мощностей по добыче и переработке золотосодержащих руд. Для решения этой важнейшей для республики задачи привлечены ведущие специалисты научных и проектных институтов, инженерно-технические работники и рабочие комбината.

Ускоренными темпами продолжается модернизация оборудования на ГМЗ-2. Под постоянным контролем генерального директора - выполнение комплекса мероприятий, направленных на вовлечение в переработку бедных золотосодержащих руд с увеличением в 2007 г. объемов переработки на ГМЗ-2 до 30,5 и в 2008 г. до 32 млн. т, при проектных объемах 26 млн. т в год. На объединенной базе месторождений Кокпатас и Даугызтау ведется строительство новых производственных мощностей для переработки на ГМЗ-3 упорных золотосульфидных руд с применением метода биологического выщелачивания по технологии компании «Байомир». В совокупности с радиометрической сортировкой применение этой технологии позволило уменьшить капитальные вложения и себестоимость одного грамма золота по сравнению с другими известными, но дорогостоящими технологиями.

На базе месторождений Зармитанской рудной зоны осуществляется строительство крупного золотоизвлекающего предприятия с использованием передовых зарубежных технологий по системам вскрытия и разработки рудных залежей. Предусмотрено построить на базе месторождений «Чармитан», «Промежуточное», «Гужумсай» подземные рудники и перерабатывающее производство с производительностью по добыче и переработке руды на первом этапе 1 млн. т и на полную мощность 1,8 млн. т руды в год. Для вскрытия месторождений принята технология проходки наклонных транспортных стволов с применением современного горно-транспортного оборудования фирмы «Атлас Копко».

В деятельности Н.И. Кучерского гармонично сочетаются качества квалифицированного инженера, умелого организатора производства, учёного, крупного политического деятеля, заботливого и внимательного руководителя. Являясь Сенатором Олий Мажлиса Республики Узбекистан, Николай Иванович ведет большую общественную и политическую работу, много делает для укрепления авторитета Узбекистана, подъема его экономики, направляя на это свой организаторский талант.

Отличительными чертами Н.И.Кучерского являются высокий профессионализм, творческий поиск, острая интуиция, сила воли, энтузиазм, доброта, любовь к людям, личная скромность. Он умеет слушать других, работать с оппонентами, не бояться сопер-

ничества, искать рациональное зерно, находить компромиссы.

Н.И. Кучерский является инициатором многих новых технологических решений, поощряет техническую инженерную мысль, смело принимает решения по строительству опытно-промышленных установок для проверки предлагаемых новшеств.

По инициативе Н.И. Кучерского и при его непосредственном участии разработан комплекс компьютерных технологий для управления сырьевой базой крупнейшего золоторудного месторождения Мурунтау, внедрены автоматизированные системы управления автотранспортом, качеством золоторудного потока с использованием спутниковой навигационной системы. На основе компьютерной технологии построена математическая модель месторождения Мурунтау, с высокой эффективностью осуществляется проектирование горных работ. Высокоэффективные разработки внедрены на карьере Мурунтау и легли в основу его докторской диссертации.

За создание и внедрение на карьере Мурунтау автоматизированной системы АС-Руда, осуществляющей эффективное решение основных задач эксплуатационной разведки и выемки руды с использованием современных методов математического моделирования, Н.И. Кучерский удостоен в 1987 г. звания лауреата Государственной премии.

Под руководством и при непосредственном участии Николая Ивановича разработана технология рентгенорадиометрической сортировки золотосульфидных руд. На базе опытно-методической геологической партии комбината создан опытный участок, на котором проведены работы по испытаниям и доводке основного рудосортировочного оборудования. В Учкудуке силами комбината спроектирован и построен опытно-промышленный комплекс производительностью 1200 тыс. т в год по исходной руде. Результаты работы, полученные на этом комплексе, использованы при рабочем проектировании промышленной установки.

Большое внимание Н.И. Кучерский уделяет подготовке высококвалифицированных специалистов. Под его руководством в комбинате разработана и реализована система подготовки кадров, ориентированная на укрепление и развитие кадрового потенциала, повышение качества подготовки специалистов, вывода её на уровень мировых стандартов. Успешно реализуется государственная программа гарантированного обеспечения кадрами Кызылкумского региона, рассчитанная до 2010 г. Более 1000 человек учатся в 60 ВУЗах республики, более 800 студентов обучаются в 52 ВУЗах стран СНГ, в Германии и США учатся 4 человека.

С 2001 г. в ведении комбината находится Навоийский государственный горный институт, в котором проводится обучение студентов по 11 направлениям бакалавриата и по 5 специальностям магистратуры. В структуре комбината действуют 3 профессиональных колледжа, в них обучаются 5130 студен-

тов. В комбинате практически прекратился отток кадров в связи с выбытием за пределы Узбекистана.

НГМК сотрудничает со многими иностранными компаниями, представляющими практически всю планету – от США и Канады до Австралии и Японии. Установлены прочные деловые отношения на долговременной основе с такими известными всему деловому миру фирмами, как: «Marubeni», «Bridgestone», «Caterpillar», «Grundfos», «Dobersek», «NUKEM Inc.», «Hitachi», «Shell», «Atlas Copco», «MAN TAKRAF» и др. Руководители зарубежных фирм высоко оценивают деятельность Николая Ивановича в международном масштабе.

Сохранение и поддержание на высоком уровне городов - Навои, Учкудук, Зарафшан, Нурабад и Зарафабад с жилыми домами, объектами соцкультбыта и здравоохранения является одной из важных составляющих деятельности Н.И. Кучерского. Содержание социальной инфраструктуры требует значительных материальных вложений, но генеральный директор уверен, что инвестиции в человека возвращаются сторицей – профессионализмом, преданностью делу, честным и добросовестным трудом на благо родного комбината и Узбекистана.

Образование, медицина, культура, спорт, отдых – все это обрело реальные черты, гармонично вписавшись в производственную деятельность комбината. Забота о трудовом коллективе численностью более 60 тысяч человек, начинается с перечня социальных гарантий, изложенных в коллективном договоре и одобренных генеральным директором. В нем изложена четкая и детальная программа социальной защиты, учтены жизненные потребности работников и пенсионеров комбината. Ежегодно комбинат оказывает спонсорскую помощь областным и городским фондам, обществам инвалидов и ветеранов войны, поддерживает нуждающихся, одиноких, инвалидов, профбольных, пенсионеров и другие малообеспеченные слои населения.

Особое внимание Н.И. Кучерский уделяет вопросам медицинского обслуживания, поддержки материнства и детства, оздоровлению тружеников, членов их семей, ветеранов отрасли. Регулярно, согласно графику прививок, проводится вакцинация новорожденных против инфекционного гепатита «А». 99% детей до двух лет охвачены прививками против управляемых инфекций.

За последние два года в подразделениях комбината открылись два новых медицинских учреждения – центр инфекционной пульмонологии в Южном рудоуправлении (г. Нурабад) и стерилизационное отделение в Центральном рудоуправлении (г. Зарафшан).

Для обеспечения трудящихся комбината качественными продуктами питания работает собственная агропромышленная база и агрофирма «Дустлик». Действуют консервный цех, 3 мини-молокозавода, два колбасных цеха, цех по розливу минеральной воды и производству напитков.

Для развития творческих способностей, удовлетворения духовных потребностей работников комбината и членов их семей в системе комбината действуют дома культуры и библиотеки, около 150 кружков и творческих самодеятельных коллективов. 17 творческих коллективов комбината имеют звание «Народный» и «Образцовый». Лучшие художественные коллективы принимают участие в престижных международных конкурсах и фестивалях как в Узбекистане, так и за рубежом.

В сфере внимания генерального директора развитие детского спорта не только в подразделениях НГМК. Постоянно оказывается помощь сельским районам нескольких областей республики в создании необходимых условий для развития физкультуры и спорта. За многолетний добросовестный труд в горной промышленности Узбекистана Н.И. Кучерский награжден пятью орденами, медалями, дважды удостоен звания лауреата Государственной премии, ему присвоено звание «Заслуженный инженер Узбекистана».

В 1996 г. за создание крупномасштабного производства аффинажного золота с применением сорбционной технологии, успешное выполнение заданий по увеличению выпуска специальной продукции и вне-

дрение прогрессивных технологических процессов Н.И. Кучерскому было присвоено звание «Узбекистон Кахрамони» (Герой Узбекистана) с вручением медали «Олтин Юлдуз» (Золотая Звезда).

Н.И. Кучерский – доктор технических наук (1999 г.), академик Академии горных наук России (1995 г.), Международной академии наук, образования, индустрии, искусств (1997 г.), Международной академии информатизации (2000 г.), Российской академии естественных наук (2004 г.). Имеет 145 печатных трудов и 14 патентов на изобретения. Автор книг: «Флагман индустрии независимого Узбекистана» (1997 г.), «Золото Кызылкумов» (1998 г.). В настоящее время Навоийский горно-металлургический комбинат является крупнейшим горно-перерабатывающим предприятием Республики Узбекистан, производит уран, золото, серебро, серную кислоту, мраморную плитку, ювелирные, трикотажные изделия, металлорежущие станки и другую продукцию.

Комбинат входит в первую десятку крупнейших мировых компаний по производству урана и золота, заслужил признание во всем мире, главным образом, благодаря незаурядной личности Николая Ивановича Кучерского.

* * *

О СЧАСТЬЕ ЖИТЬ ДЛЯ ЛЮДЕЙ
Посвящается Н.И. Кучерскому

*Нет на Земле достойней счастья,
Чем этот искренний полет
Навстречу, на волне участия...
И встречная душа - поет.
А, может быть, она заплачет
От счастья...
Такова стезя, -
Путь к человеку!
А иначе
Как жить?...
Иначе жить - нельзя.
В высокой «участи участия», -
Способности людей любить.
Лишь тот, кто сам достоин счастья,
Способен человечным быть.
Иначе было бы – иначе...
Фархад, пробивший путь в скале, -
Явление духа в сверхзадаче
Достойной жизни на земле.*

*Побед случайных не бывает...
Пропластком скальным жизни пласт?
Кто сам себя одолевает, -
Все одолеет. Передаст
Идущей следом молодежи.
Ей Ваших знаний – не избыть.
И опыт жизни приумножить,
И Комбинат родной любить.*

*Той силы духа воссозданье –
Достойный вклад в бурлящий век.
Чтоб удивилось мирозданье:
Что за созданье – Человек?!
.....*

*Узбекистан. Нет ближе края
По смыслу жизни, по правам.
И эта Родина вторая
Любовью отвечает Вам.
Министр, депутат, сенатор...
Всегда в фарватере большой
Политики...
Вся жизнь – «фарватер»
Для дела с вложенной душой.
Как судьбы всех, кто изначально
Для Комбината путь торил –
Во имя жизни!...*

*Не случайно,
Кто без руля и без ветрил, -
Без ясной путеводной цели, -
В то время, - в чем же сил исток?!
Они такого не посмели
Рывка, - в пустыню! на Восток.
Здесь моря нет, тайги, и кедров.
Здесь солнцем обожженный люд,
Вода за сотни километров,
И лишь один «корабль» - верблюдо...
Но Кызылкумская пустыня
В одежде желтенькой, простой
Из скромной Золушки доньяне -
Предстала миру золотой.*

...Край, где сбываются мечты.
Взаимное проникновенье
Культур народов, доброты,
Доверия и откровенья.
Здесь друга называют братом
(Брат брата? Значит, брат – тебе!)
И все гордятся Комбинатом,
Причастностью к его судьбе.
И в дальнем зарубежье «брата»
Всегда найдешь, хоть мир велик...

...Венчает братство Комбината
Награда орденом «Дустлик».

Уроки времени жестоки.
Но «злой» пустыни больше нет.
Рудник? – Родник! – ведь в нем истоки
Больших сегодняшних побед.
Часы песочные пустыни
Перетекли из века в век.
Не иссякая течь отныне
Золотоноснейшей из рек.
Здесь звезды светят как софиты,
Дивясь на чудо-города.
А звездам «светят»... фосфориты.
Здесь «светоносная руда»? -
Вновь «Комплекс»!...

Горняки все – «профи», -
Без комплексов, что налицо.
И обрело «аграрный профиль»
Индустриальное лицо.
Урановому Учкудуку
Судьба назваться золотым...

НГМКовскую науку
Постичь – почти что стать святым.
Урок – труднее нет на свете...
Корабль, окрыленным будь!
Чтоб за кормой – попутный ветер,
Глубокий судоходный путь!
.....

Край золотых людей, урана, -
Садов разлив, озер глаза...
И Мирового океана
Наполнил ветер паруса!

Пред Вами распахнулась вечность.
Забот маяк для всех горит.
За неподдельность, человечность
Простой народ боготворит!

Не честолюбию в угоду, -
По долгу благородных сил
Служило золото народу,
О чем бы он ни попросил:

В далеких кишлаках «поместья»
Уютных школ? – без лишних слов.
Мечетей новых благочестья,
И храма звон колоколов.

Не зря стекались к Вам обиды
Из стариковских болей, бед,
Сиротских слез, «или» инвалиды...
Всех ждал ответственный ответ.

Добро творите не «по мере...»
И, словно истинный Творец,
Вы воздаете всем по вере,
Что в самой глубине сердец,

И веря, что «вложенья» эти –
К достойной общей жизни мост.
А главная забота – дети,
Их просвещение и рост.

И для дитя, и для умельца,
Творящего в своей глуши, -
На всех у Вас хватает сердца
И сострадательной души.

Чему бы в жизни ни случиться
(Любовь народа неспроста
В глазах навстречу Вам лучиться) -
Все встанет на свои места!

Корабль - в ускоренье хода,
И Вы бесшумно у руля.
Вы стали Человеком года,
О Вас узнала вся Земля.
Мир – со вниманьем непрестанно!
(И всяк «вознаградить» бы рад).
Но Вы – «Герой Узбекистана»! –
И это выше всех наград.
Всех привлекает честь мундира, -
Регалий много впереди.
Вы – самый «Добрый ангел мира»,
В рубинах орден на груди, -
Знак «Пламенеющее сердце»...

Среди наград нет ни одной,
Что к Вам бы ни «пришла» из детства –
Из сердца матери родной.

Известной редкой добротой,
Самоотверженной, простой.
Для сына – самой золотою
В лучах любви ее святой.

С родимой мовой украинской
Иль по-узбекски, может быть,
Но Вас любовью материнской
Всечеловечески любить

Земля всегда отныне будет
И говорит в урочный срок:
«Живи! Тебя так любят люди!»
И «С Днем рождения, сынок!»

Наталья Панова

ГЕОХИМИЧЕСКАЯ ЗНАЧИМОСТЬ ПОДСТИЛАЮЩИХ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД В ГЕНЕЗИСЕ ЭНДОГЕННОГО ОРУДЕНЕНИЯ

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

Наиболее вероятные прогнозы оруденения следует ожидать в пределах геохимических провинций, каждая из которых, как правило, специализирована на определенные химические элементы или их парагенетические ассоциации. В связи с этим, проблема прогнозирования эндогенных месторождений рудообразующих и редких элементов, особенно новых или необычных генетических типов, является одной из сложнейших при геолого-геохимических исследованиях [1]. Это обусловлено тем, что для прогнозирования природных концентраций элементов необходим учет многих критериев и факторов, которые только в совокупности способны определить значимость ожидаемых объектов поисков. Несомненно, также, что значение геохимии, особенно при решении генетических вопросов, связанных с учетом различных геохимических особенностей каждого химического элемента, трудно переоценить. Еще в начале XIX века известный ученый Х. Шенбейн считал, что «Мы должны иметь геохимию прежде, чем может идти речь о настоящей геологической науке» [2].

В геолого-геохимических исследованиях единственными объектами, заслуживающими наиболее детального рассмотрения, должны быть сами химические элементы, особенно рудообразующие и редкие, со всеми их стабильными и нестабильными изотопами. Как правило, почти в любой природной концентрации одновременно присутствует несколько химических элементов (до 10 и более) парагенетически взаимосвязанных между собой. Этот парагенезис, характерный для каждой из природных рудообразующих систем в целом, в процессе образования значимых концентраций (рудных) распределяется в них зонально. По этой причине знание законов зонального распределения элементов в рудных концентрациях (снизу вверх) также следует учитывать, особенно с целью их использования для поисковых целей.

Очевидно также, что все вопросы, связанные с прогнозированием концентраций элементов, особенно с их промышленной значимостью, столь тесно связаны между собой, что должны учитываться в совокупности. Это особенно касается геохимических особенностей любого ценного элемента в каждой из конкретных природных систем, важней-

шими из которых для эндогенного рудообразования являются - сидерофильная, халькофильная, литофильная и нейтральная.

Проблемы рудообразования не могут решаться, также, без выявления основных причин образования концентраций, как отдельных химических элементов, так и их парагенетических ассоциаций в виде разнообразных типов месторождений. 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» [3, 4]. Из философии известны многочисленные тесно взаимосвязанные парные категории, из которых для наших целей наиболее важной следует считать *"причина-следствие"* [2]. Из нее с очевидностью вытекает, что для научного познания следствия обязательно выявление ее основных причин. При этом не менее важно учитывать широко распространенные в геологических процессах явления конвергенции и дивергенции, т.е. когда одна и та же причина может создавать множество следствий и, наоборот, когда одно и то же следствие возникает за счет различных причин. Из всего отмеченного вытекает, что только собственно научный подход способен решать многие, особенно наиболее сложные, вопросы, связанные с рудообразованием независимо от их генетических особенностей и масштабов проявлений [5]. Естественно также полагать, что химические элементы со всеми их стабильными и нестабильными изотопами, обладая всем разнообразием геохимических свойств, присутствующих материи в целом, располагают каждым из них только в условиях конкретных природных систем [6]. Характерно, что при этом важнейшие рудообразующие элементы обычно представлены в виде своих минеральных форм нахождения, а многие редкие и, особенно, рассеянные элементы полностью могут находиться в форме элемент-примесей во всех главных рудных минералах. К сожалению, подобный научный подход слабо учитывается при прогнозных и поисково-оценочных работах в геологии, что нередко приводит к случайностям в открытии новых месторождений. Не удивительно поэтому, что и до настоящего времени в геологии принято считать, что почти все известные,

особенно наиболее крупные из них по масштабам, возникли за счет их привноса извне «в готовом виде», т.е. из неведомых глубин и источников. Еще в I половине XIX века немецкий философ И. Кант предупреждал, как будто специально для геологов, что – «Мы пытаемся объяснить то, что мы не понимаем из того, что мы понимаем еще меньше» [7]. Характерно, что почти все замечания к проведению прогнозно-оценочных работ в геологии обусловлены не общим подходом к решению проблем, а только решением частных вопросов. Согласно же философского подхода подобные вопросы и проблемы могут и должны решаться от общего к частному, т.е. от целого или от возможной рудообразующей системы к частному, т.е. ее следствию, в частном случае – к рудному объекту. При этом еще следует учитывать фактор взаимодействия всех компонентов, участвующих в процессе рудообразования. Как считал Ф.Энгельс в «Диалектике природы» - «Взаимодействие является истинной *causa finalis* вещей. Мы не можем пойти дальше этого взаимодействия именно потому, что позади его нечего больше познавать» [8].

Становится все более очевидным, что проблема источников рудообразующих и редких элементов не может быть решена только за счет их привноса с магмой. На многих конкретных примерах образования крупнейших и уникальных по масштабам концентраций наблюдается их приуроченность к подстилающим и вмещающим осадочным породам, резко обогащенным ценнейшими примесями. К таким породам относятся органогенные доломиты или доломитизированные известняки. Тяготение этих элементов именно к ним объясняется их магнезиальностью согласно IX ряду изоморфных элементов по В.И.Вернадскому [5]. Наиболее характерными из них в доломитах являются - Si, Zn, Mo, Re, Os (изотоп, образующийся за счет превращения изотопа Re) и др. Доломитовые породы, в отличие от собственно известняков, оказавшиеся в зонах активного участия гранитоидного магматизма, сравнительно легко ассимилируются ими с высвобождением из них всех ценных рудообразующих и редких примесей, которые в зависимости от геохимических условий нередко способны создавать крупные и даже уникальные по масштабам концентрации. Это особенно относится к халькофильным рудообразующим системам, приводящим к образованию сульфидных месторождений. Наиболее характерными примерами подобных природных процессов являются крупнейшие комплексные медно-молибденовые месторождения Кальмакыр, Дальнее, Кызата и другие в Алмалыкском рудном районе. Особенно наглядным примером в этом отношении является месторождение Кызата, находящееся в Центральном блоке и распо-

ложенное на глубинах 500-600 м от поверхности. Оно детально разведано до глубин более 1000 м. В геологическом разрезе площади месторождения выделяются (снизу вверх): вся глубинная часть до 600-700 м представлена сиенито-диоритовыми породами C₁-C₂, которые в процессе внедрения ассимилировали мощные горизонты доломитов D₁-D₃, обогащенных комплексом ценнейших рудообразующих и редких элементов. В результате этого на месте доломитов, т.е. *in situ* образовались стратиформно-залегающие в интрузиве кондиционные медно-молибденовые руды мощностью до 50 м и протяженностью более 1000 м. В доломитовых породах, сохранившихся в соседних участках, кроме органического вещества и ценных элементов-примесей, выявлены отдельные горизонты и линзующиеся тела сульфатов (ангидрит из гипса) при активном участии которых вся рудообразующая система оказалась халькофильной с образованием в этих условиях наиболее устойчивых минеральных форм - пирита, халькопирита и молибденита, с комплексом редких элементов-примесей.

На примере подобного же, но более объемного оруденения на месторождении Кальмакыр отмечается вертикальная зональность в распределении химических элементов, которая фактически является антигравитационной (по атомным весам элементов), т.е. наиболее легкий элемент - железо в виде пирита образуется на глубине совместно с синхронным ему ангидритом (CaSCU), т.е. эта пара с максимально-возможным содержанием в них серы-сульфидной (в пирите) - более 54% и сульфатной (в ангидрите) более 23,5%. Выше по вертикали отлагаются минералы все с более тяжелыми атомными весами элементов вплоть до самой приповерхностной сульфат-сульфидной пары минералов - барит-галенит, в которых содержание серы находится в пределах 13-14%. Данная зональность в распределении сульфат-сульфидных минеральных парагенезисов с закономерным синхронным уменьшением в них важнейшего аниона-осадителя серы может свидетельствовать о том, что процесс протекал в единой рудообразующей системе. Характерно, что за 300 млн. лет (абсолютный возраст руды) за счет рения в молибдените (до 2000 г/т) в нем возникло около 6-7 г/т изотопа осмия-187. Все ценнейшие элементы-примеси, оказавшиеся в рудах сконцентрированы в главных рудных минералах. Важнейшими из них являются золото, серебро и платиноиды (особенно палладий и платина). Для халькофильных систем характерна зональность в образовании сульфат-сульфидных минеральных парагенезисов с уменьшением в них серы - от пирита с ангидритом в нижних частях до галенита с баритом в верхних. Источниками серы и кислорода служили сульфаты (гипс-ангидрит), широко рас-

пространенные в доломитовых породах, а также органическое вещество, содержащее в себе серу. Не случайно поэтому, что многие сульфидные месторождения располагаются либо в самих подобных породах, либо гипсометрически выше. Указанные особенности распределения как рудообразующих и редких элементов, так и их главнейшего осадителя - серы свидетельствуют о необходимости более целенаправленного проведения прогнозных и поисково-оценочных работ с учетом наиболее вероятных источников не только всех рудообразующих и редких элементов, но и их осадителя - серы, с участием которой почти все металлы способны в зональном отложении из растворов создавать свои наиболее устойчивые минеральные соединения.

В литофильной системе универсальным окислителем всех катионов (металлы) и анионов (особенно серы) является кислород, который наиболее активен в ионизированной форме, т.е. O^{2-} , а не O_2 (молекула). Важнейшими источниками высвобождения кислорода в эндогенных условиях являются процессы восстановительного характера, т.е. протекающие в основном с участием углерода, который переводит окисные формы металлов в сернистые, освобождая при этом кислород в ионизированной форме.

Процессы окислительного и восстановительного характера столь тесно взаимосвязаны, что наличие продуктов одного из этих процессов должно компенсироваться и другой своей частью, т.е. руды халькофильного состава (сернистые) должны сопровождаться рудами с литофильными формами нахождения элементов, т.е. окисными. Если для эндогенных концентраций элементов в своих халькофильных формах наиболее характерны такие элементы, как Pb, Zn, Cu, Mo, Hg, Ag, Cd, As, Sb, Bi, Fe (пирит и др.), Co и Ni, то для литофильных форм (окисные) концентрации характерны - Fe, Be, Ti, Cr, Zr, Nb, Ta, Sn, W и др. В то же время в единых рудообразующих системах, в которых могут одновременно присутствовать в различных содержаниях все известные химические элементы со всеми их изотопами, каждый из приведенных элементов, характерных как для халькофильной, так и литофильной систем могут оказаться в виде примесей в различных типах соединений. В эндогенных условиях

некоторые элементы могут находиться и в своих нейтральных формах, т.е. в самородном состоянии. Наиболее обычными в этих формах являются золото, серебро и платиноиды, хотя и многие другие элементы в виде примесей или аксессуаров также присутствуют в различных минералах. Таким образом, из приведенного краткого обзора по затронутой проблеме выявляется уникальная роль и значимость состава подстилающих и вмещающих пород, особенно наиболее специализированных на комплексы ценных элементов, на возможность возникновения именно в них или за счет них промышленных концентраций многих элементов - от золота до меди, свинца, цинка и др.

Важнейшими из подобных пород являются доломиты и доломитизированные известняки, особенно органогенного происхождения, т.е. обогащенные органическим веществом. Из химических элементов, участвующих в этих процессах особая роль отводится магнию, к которому тяготеют многие рудообразующие и редкие элементы. Доломиты, как естественная смесь $CaCO_3$ с $MgCO_3$, очень легко разлагаются и растворяются, особенно в активных зонах с участием магматизма, а все ценные элементы, находившиеся в них, имеют возможность создавать свои концентрации в виде различного типа рудных месторождений. В связи с этим, при проведении прогнозных и поисково-оценочных работ особое внимание должно быть обращено на наличие в исследуемом районе доломитов, не только оказавшихся на современной поверхности, но и на их возможное нахождение на глубине. Это тем более необходимо, что практически в большинстве рудных полей и районов активное участие доломитовых пород в рудообразовании следует считать очевидным.

Таким образом, проблемы рудообразования должны решаться с обязательным учетом геохимических особенностей всех рудообразующих и редких элементов при образовании ими концентраций в различных по составу и генезису природных системах. Геохимический подход позволяет более обоснованно и объективно экстраполировать имеющийся фактический материал с прогнозами возможного оруденения не только по горизонтали, но и на достаточную глубину.

Список литературы:

1. Бадалов С.Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. Ташкент: Фан, 1991. 142 с.
2. Бадалов С.Т. Использование некоторых философских законов и категорий при геологических исследованиях. ЗУЗО ВМО, Фан, Ташкент, 1990, № 43, с. 96-105.
3. Аль-Фараби. Естественно-научные трактаты. Алма-Ата: Наука, 1987. 496 с.
4. Аристотель Сочинения, т. 1. М., Мысль, 1975, 550 с.
5. Вернадский В.И. Избранные труды. Т. I-V, М., Наука, 1954-1960.
6. Бадалов С.Т. Некоторые научные проблемы геохимии и минералогии XXI века // ЗВМО, С-П, 2000, ч. СXXXIX, № 2, с. 118-123.
7. Нарский И.С. Кант. М., Мысль, 1976, 207с.
8. Энгельс Ф. Диалектика природы. - М., Полит. Литер, 1987, 349с.

О ГЕНЕТИЧЕСКИХ АНАЛОГИЯХ НЕФТЯНЫХ, БИТУМИНОЗНЫХ ГОРЮЧЕСЛАНЦЕВЫХ И «ЧЕРНОСЛАНЦЕВЫХ» УРАНОВО-РЕДКОМЕТАЛЬНО-ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ (НА ПРИМЕРАХ ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА)

Ахмедов Н.А., председатель Национального Холдинга «Узбекнефтегаз», канд. геол.-минер. наук; **Лузановский А.Г.**, ведущий инженер-геолог Центрального рудоуправления НГМК, канд. геол.-минер. наук; **Парамонов Ю.И.**, главный специалист по золоту Госкомгеологии РУз, канд. геол.-минер. наук; **Турамурадов И.Б.**, зам. Председателя Госкомгеологии РУз

При изучении газообразных, жидких и твердых минеральных образований, содержащих углеводороды, исследователи отмечают, что в широком стратиграфическом диапазоне от архея до современных уровней осадконакопления сапропелиты более благоприятны для нефтегазогенерирования относительно гумусов формирующих угленакопление. Однако, общим компонентом каустобиолитов как гумусового, так и сапропелевого типа является ряд химических элементов, среди которых уран присутствует постоянно. Причем урано-гумусовые минеральные образования сопровождаются чаще Ge, Ga, W, Mo, а урано-битумные сапропелитовые породы обогащены V (урано-ванадаты), P (урано-фосфаты), Mo, Ni, Si. Вместе с ними Au, Ag, Hg, TR и минералы платиновой группы (МПГ) проявляются спорадически и носят наложенный характер.

В основных положениях генезиса углеводородов, как основного источника нефтяных и углеродисторудных месторождений, роли U придается определяющее полигенное и полихронное значение. Совместное отложение минералов урана (настурана, коффинита) с битумом приводит к образованию урано-битумных проявлений, которые часто локализуются в нефтеносных осадочных толщах [1]. При этом, установлена тенденция уменьшения радиоактивности от молодых отложений к более древним. Характерна также прямая корреляция радиоактивности нефти и содержания в ней сульфидной серы.

Теоретические основы природы углеводородов базируются на ряде гипотез. Одна из них определяется процессами дегазации жидкого ядра Земли, происходящими пульсационно с некоторой периодичностью. Флюидные потоки, возможно в виде летучих газовой-жидких фаз метано-водородно-углеродного состава (CH₄, H₂, C), при подъеме из мантийных очагов, сопровождались окислением, нарастанием щелочности, растворением и переносом кремнезема (вероятно с ураном, золотом, сульфидами различных металлов), и приводили к гранитизации континентальной коры. Рудное вещество, поступающее с эксгаляциями мантийных и коровых очагов в зарождающиеся бассейны седиментации, имеющие первоначально мелководный характер,

благодаря интегрирующей деятельности сульфатредуцирующих бактерий в застойных условиях седиментогенеза, локализуется в виде металлоорганических соединений.

Аналогию этого эндогенного механизма углеводородных флюидопотоков видят сторонники абиогенного происхождения нефти, чаще при случаях нефтеобразования на больших глубинах, в связи с развитием рифтогенных прогибов с повышенной тектонической активностью.

В Западном Узбекистане наиболее изученные залежи жидких углеводородов относятся не к абсолютно нефтяным, а к смешанным - нефтегазоконденсатным (фрагменты Сырдарьинского и Амударьинского нефтегазовых бассейнов юрского возраста, прилегающие к Кызылкумскому тектоническому своду).

Но, к числу наиболее информативных полезных ископаемых с точки зрения их установленного возраста, генезиса и дальнейшей эволюции в недрах, мы относим «нефтематеринские» сапропелевые горючие сланцы палеогенового возраста. Они «стратифицированы», относительно свободны от наложенных процессов метаморфизма и, как выяснилось, имеют максимальную сорбционную емкость для концентрации на органической матрице различных металлов.

Горючие сланцы в Западном Узбекистане приурочены, также как и нефтегазовые месторождения, но к более поздним во времени седиментационным, бассейнам палеогена: Сырдарьинскому и Амударьинскому.

Одно важное обстоятельство парагенетической взаимосвязи нефтегазовых куполов, локализованных в юрских подсолевых горизонтах Бухаро-Каршинской нефтегазоносной области краевой части Амударьинской впадины, с приуроченными к этим же сводам палеогеновыми горючими сланцами, было установлено Е.А. Светозарским [2].

При сравнении планов размещения палеогеновых горючих сланцев путем их наложения на планы одноименной территории перспективной на нефтяные, газо-нефтяные и газоконденсатные месторождения было обнаружено совпадение полей максимальной

металлоносности горючих сланцев с полями перспективными только на нефть. Эта корреляция позволила предположить усиление миграции нефтегазовых флюидов в заключительный этап кайнозойских тектонических движений, отличавшихся максимальным вертикальным размахом, достигающих в неогене амплитуд в первые километры. При этом мигрирующие углеводороды из областей нефтегазовых ловушек обогащали восстановительную среду сапропелевых битуминозных сланцев до уровня «горючих сланцев» с их высокой металлоносностью, в то время как в палеопргибах концентрация металлов оставалась минимальной.

Изложенный механизм образования кондиционных горючих сланцев с максимальной металлоносностью в неогеновое время, может также свидетельствовать и о возрасте самой нефти, первично локализованной в виде нефтематеринской матрицы в карбонатных толщах юрских подсолевых горизонтов. Это обстоятельство может также служить критерием прогнозирования и поиска локальных залежей нефти на глубине в единых купольных структурах, в сводах которых установлены высококачественные металлоносные горючие сланцы.

В Центральных Кызылкумах, где практически отсутствуют нефтегазоносные юрские отложения, нами ранее рассматривалась роль нефтематеринских металлоносных горючих сланцев, как источника инфильтрационно-гидрогенных ураново-редкометалльных месторождений «учкудукского типа» [3, 4].

В малых артезианских бассейнах Центральных Кызылкумов (в отличие от крупнейших в Западном Узбекистане Амударьинского и Сырдарьинского бассейнов, где установлены залежи нефти, газа, серы, промышленные йод-бромные воды, проявления полиметаллов, сереброносных медистых песчаников, бора, стронция) широко проявлены селеновое, молибденовое, рениевое, урановое и сопутствующее им редкоземельное оруденение. Эти данные позволяют выделять в мел-палеогеновых породах осадочных покровов гидрогеологические структуры благоприятные как для промышленного нефтегазосероаккумуляции за пределами Кызылкумского свода, так и области инфильтрационно-гидрогенных обстановок для промышленных скоплений ванадия, молибдена, рения, селена, урана и редких земель, а также золота и платиноидов [5-9].

Известные по многочисленным литературным источникам примеры рудоносности разновозрастных черносланцевых толщ, проявленных в структурной системе Литосферы с различной периодичностью, повторяющейся в пределах каждого галактического года (220 млн. лет) через 22-25 млн. лет (по одним данным) и через 30-32 млн. лет (по другим), отмечаются и в Средней Азии. В частности, в Западном Узбекистане данные по металлоносности докембрия (рифей-венда) - палеозоя (кембро-ордовика, силуранского девона, среднего девона-карбона-перми) и

мезозоя-кайнозоя (юр, мела и палеогена) - ограничены только единичными примерами. Отмеченные рубежи внутри каждого галактического года фиксируются глобальными проявлениями вулканизма (наземного и подводного), с которыми сопряжено последующее за ним стратиграфическое положение трансгрессивных серий углеродисто-терригенно-карбонатных толщ, завершаемых накоплением регрессивных эвапоритов и последующим всплеском глобального вулканизма. Общий анализ металлоносности разновозрастных углеродистых горизонтов позволяет сделать вывод о том, что для углеродисто-глинисто-терригенных и углеродисто-карбонатно-вулканогенных (кремнистых) характерно как золото-сульфидное, так и ванадий-молибденовое с фосфором и ураном оруденение. Также представляется определяющим факт приуроченности крупнейших золоторудных, золото-урановых и медно-уран-золото-серебряных месторождений к древнейшим рифтовым структурам [6].

При формировании крупнейшего в Мире золоторудного месторождения Мурунтау в Западном Узбекистане устанавливается феномен ступенчатого концентрирования золота: от повышенного регионального фона в углеродисто-терригенных сланцах в одной из пачек продуктивной бессопанской свиты, к непосредственно вмещающим оруденение сланцам и, далее, к штокверковым рудам, в пределах которых «рудные столбы» концентрируют в себе до 80% золота малосульфидного оруденения золото-кварцевого типа. При этом, концентратом золота в геохимических процессах данного месторождения является нефтематеринское органическое вещество, в котором образуются главные «носители» благородных металлов (золота, серебра, минералов платиновой группы (МПГ) - пирит, арсенопирит, альбит и кварц [7].

Вслед за Мурунтау в регионе были выявлены крупные золоторудные объекты, связанные с углеродистым веществом: Кокпатас, Даугыз, Амантай, Биран, Сармич, а также золото-сереброрудные Косманочи, Высоковольное, Окжетпес. Здесь же выявлены золото-вольфрамовые месторождения Сарытау, Саутбай и вся территория обозначилась в качестве крупной золото-редкометалльной провинции с установленной попутной специализацией руд на лантаноиды (TR) и минералы платиновой группы (МПГ) [7-9].

В золоторудных месторождениях Западного Узбекистана, размещающихся в черных сланцах, установлена связь углеродистых метасоматитов и роговиков с разломами глубинного (мантийного) заложения. Один из них Зарафшано-Алайский - субширотного направления, подчеркивает границу нефтегазоносных районов и золоторудных поясов и, в совокупности с серией поперечных разломов (северо-восточной, северо-западной и субмеридиональной направленности), в участках их пересечения,

образует субвертикальные (или крутонаклонные) ослабленные зоны - каналы подъема флюидов, по данным изотопии углерода и серы, имеющих мантийное происхождение. Вертикальная зональность нефтяных в пределах влияния Зарафшано-Алайского, а также Северо-Нурагинского и других глубинных разломов подчеркивается также высокой корреляцией ртути и нефтегазоносных скоплений с одной стороны и зеленокаменных вулканических поясов с золоторудными месторождениями с ртутной (киноварной) индикацией с другой [10, 11].

Эти свидетельства генетических аналогий нефтяных и золоторудных месторождений Западного Узбекистана нацеливают на актуальную необходимость перспективного глубинного и объемного картирования намеченной близпараллельной зональности золото - редкометальных месторождений, локализованных в нефтематеринских метаморфизованных сланцах вулканических поясов, и

прилегающих нефтегазоносных структур с индикацией тех и других металлоносными горючими сланцами.

Суммируя аргументы обосновывающие названные аналогии, мы полагаем, что интрузивный и эффузивный магматизм мог играть преимущественно транспортную роль перемещения металлоносных флюидов и их производных различной консистенции по привносу из мантийных и внутрикоровых очагов углерода и металлов на уровне среднего звена длительного процесса рудообразования.

При этом, начальное накопление металлов происходило в мелководных, прогреваемых солнечной энергией бассейнах, в форме металлоорганических соединений, как продуктов вулканизма, биоса и седиментогенеза, преимущественно в придонных «черных илах». Это касается и металлоносности нефтей, часто обогащенных ванадием и другими металлами.

Список литературы:

1. Пеньков В. Ф. Уран и углеводороды. М. «Недра». 1989. с. 144.
2. Светозарский Е.А. Оценка металлоносности (Мо, U) нижнеэоценовых горючих сланцев Западного Узбекистана по геофизическим данным и геолого - структурная интерпретация выделенных полей//Тезисы докл. на III Всесоюз. совещании «Геохимия горючих сланцев» Таллин, 1982.с. 154.
3. Лузановский А.Г., Пошехонов Е. Ф. О роли нижнеэоценовых горючих сланцев Средней Азии в познании инфильтрационно-рудообразующих процессов и минерализации осадочного чехла. «Узб. геол. ж.» 1979, № 4.
4. Ахмедов Н.А., Голованов И.М. и др. Горючие сланцы Узбекистана в проблеме импортозамещающих минеральных ресурсов/Тр. «Современные проблемы развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан». Ташкент. ИМТ, 2001.
5. Гольдштейн Р.И., Бровин К.Г., Каримов Х.К. и др. Металлогения артезианских бассейнов Средней Азии. Ташкент, «Фан», 1992. 272.
6. Сидоров А.А., Томсон И.Н. Металлоносность черносланцевых толщ: сближение альтернативных концепций // Вестник ОГГГНРАН, № 1 (11). 2000 с. 77-83.
7. Ермолаев Н.П., Созинов Н.А. и др. Механизм концентрирования благородных металлов в терригенно-углеродистых отложениях. - М.: Научный мир, 1999. -124 с.
8. Ахмедов Н.А., Абдуллаев У.М., Беленко А.П., Лузановский А.Г. Металлогенетические аспекты оценки рудного потенциала Нуратау-Кызылкумского промышленно-экономического района / Сб. «Современные проблемы металлогении». Ташкент. «Фан», 2002. с. 50-51.
9. Турамурадов И.Б., Лузановский А.Г., Парамонов Ю.И. Лантаноиды и платиноиды в золото-редкометальных рудах углеродисто-терригенных отложений Нуратау-Кызылкумского региона. Горный вестник Узбекистана № 1 (20) 2005.
10. Лузановский А.Г. Ртуть в золоторудном процессе Кызылкумского региона Южного Тянь-Шаня. Горный вестник Узбекистана № 4 (19) 2004.
11. Озерова Н.А., Пиковский Ю.И., Мышьянов Н.Р., Добрянский Л.А., Груздева М.А. Ртуть как показатель участия мантийных флюидов в формировании месторождений природных газов // Сб. Нефтеобразование на больших глубинах. М., 1986. с. 507.

УДК 553.3.411(575.11)

© Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф. 2007 г.

ПЕРСПЕКТИВЫ ЗОЛОТОНОСНОСТИ ПРИТАШКЕНТСКОГО РЕГИОНА

Бородин Ю.В., ведущий геолог ОАО «Регионалгеология», канд. геол.-мин. наук; **Хамидуллаев Н.Ф.**, начальник отдела лицензирования Госкомгеологии РУз

Под Приташкентским регионом понимается Узбекская часть Чаткало-Кураминской зоны (ЧКЗ), охватывающая около 40% последней (~13 тыс. км²). Около 35% ЧКЗ (11 тыс. км²) находятся в Киргизии, 13% (4,5 тыс. км²) в Казахстане и 12% (4

тыс. км²) в Таджикистане (табл. 1). Коренная золотоносность региона целенаправленно изучается с начала 50-х годов XX века [1-8]. ЧКЗ четко разделяется на 12 рудных районов, ограниченных зонами крупных позднегерцинских разломов (Кумбель-

ский, Баштавакский) и альпийских надвигов по долинам крупных рек (рис.). Внутри рудных районов выделяются около 30 рудных узлов, в основном совпадающих с контурами известных вулканно-тектонических депрессий или разделяющих их горстов [1].

гории P_1 прогнозировались на глубоких горизонтах 6-ти месторождений и были неактивными. Она не позволяет увеличить темпы погашения оставшихся в недрах запасов золота и не ориентирует геологов, как на углубление поисков, так и на расширение поисковых площадей.

В 2004 г. была проведена экспертная переоценка прогнозных ресурсов золота региона в рамках составления «Рабочей геологической основы Чаткало-Кураминского региона масштаба 1:200000 для прогнозно-металлогенических построений, за 2001-2004 гг.». Эта переоценка позволила увеличить потенциальные возможности Приташкентского региона до 1380 т золота, которые размещаются на 35 давно известных прогнозно-перспективных площадях и на трех новых – Ализарская, Актауская, Испайская. В том числе на 6-ти известных рудных полях (РП) с прогнозными ресурсами в 690 т золота, на 9 потенциальных рудных полях (ПРП) с ресурсами в 250 т золота и на 23 перспективных площадях (ПП), в основном

соизмеримых с размерами рудных полей (десять км²), с ресурсами 440 т золота (табл. 2).

Интересно, что основные разведанные запасы золота (425 т) и его прогнозные ресурсы (950 т) оказались сосредоточенными в бортах долины р. Ангрен, на площади не более 2,2 тыс. км² (17% площади Приташкентского региона). Такая концентрация золотого оруденения в пределах «золотого кольца Ангрена» очень благоприятна для организации дальнейших, в основном глубинных поисковых работ и оперативного обобщения получаемых результатов.

Экспертная оценка золотоносности Приташкентского региона основывается на материалах комплексного анализа геологических, геофизических, геохимических и поисково-разведочных материалов региона в масштабах 1:200000 и 1:50000, выполненного в 1990-1994 гг. и 2004 г. Она учитывает, что за последние 50 лет для региона было рекомендовано более 2300 прогнозных площадей и объектов золота размером от нескольких сот км² до нескольких сот м². Некоторые площади выделялись как перспективные по 15-40 раз. Заверка этих прогнозов проводилась не повсеместно, но некоторые объекты опоисковывались многократно и часто без положительных результатов. Основная причина низкой эффективности заверочных работ – неконкретный характер прогнозирования, слабая изу-

Список прогнозных площадей

Таблица 1

<i>Узбекистан</i>	23. Южно-Алмалыкская	45. Терек-Терреканская
1. Актан – Акташская	24. Западно-Кугалинская	46. Зексайская
2. Кызылсуйская	25. Кенкольская	47. Иштамбердинская
3. Ализарская	26. Нижне-Гавасайская	48. Каратерекская
4. Аксагатинская	27. Чадакская	49. Восточно-Кугалинская
5. Реваштинская	28. Сансалакская	50. Беркутирякская
6. Верхне-Нурекатинская	29. Байназарская	51. Бозымчакская
7. Сукок-Заркентская	30. Зимнан-Тереклинская	<i>Таджикистан</i>
8. Ташсай-Кайнарская	31. Ирташская	52. Сарыпульская
9. Шаваз-Акчинская	32. Актауская	53. Чашмадинар-Надакская
10. Кызкурганская	33. Тепарская	54. Чарби-Наузакская
11. Кызылалмасайская	34. Шавурская	55. Пангазская
12. Алтындык-Дукентская	35. Майдантальская	56. Бургундинская
13. Нижне-Акчинская	36. Бештар-Тундукская	57. Иккижелонская
14. Чакмакташская	37. Ихначская	58. Сардобская
15. Чукурсайская	38. Испайская	59. Караулханинская
16. Кайрагачская	<i>Киргизия</i>	60. Табошар-Канджольская
17. Кочбулакская	39. Каракарумская	61. Южно-Карамазарская
18. Гучсай-Сегенекская	40. Кичисандыкская	62. Апрельская
19. Кашкасайская	41. Турпактуштинская	<i>Казахстан</i>
20. Восточно-Алмалыкская	42. Сандалашская	63. Четкаржанская
21. Актурпакская	43. Терс-Кумбельская	
22. Каульдинская	44. Чаарташ-Тиллябердинская	

К началу 2005 г. в Приташкентском регионе ЧКЗ разведано около 2500 т золота (5,0% мировых запасов), в том числе 460 т в пределах 12 собственно золоторудных месторождений (Кызылалма, Кочбулак, Кайрагач, Каульды, Чадак, Актурпак, Реваште, Учкыз, Шаматджон, Курган, Арабулак, Чакмакташ) и около 2000т в рудах медно-порфировых месторождений Алмалыка. Кроме того, в регионе известно свыше 300 разномасштабных проявлений золота. Эксплуатация собственно золоторудных месторождений дает ежегодно около 5 т золота в копилку государства. За 40-летний период эксплуатации запасы на них значительно отработаны и перед геологами региона остро стоит задача их восполнения. К сожалению, уже более 15 лет эту задачу не удается решить, а выполненная в ИМР-е официальная оценка потенциальной золотоносности региона с 1988 г. (У.Т. Туранов) по 1998 г. (В.С. Дмитриева) снизилась более чем в 3 раза, с 600 т до 183т золота. Из 183 т Au по категориям P_1+P_2 156 т прогнозировалось на глубоких горизонтах и флангах 6-ти известных золоторудных полей и только 27 т на остальной территории региона.

Такая низкая оценка не могла удовлетворить исследователей региона. Она не обеспечивает воспроизводство погашаемых в регионе запасов (460 т золота) и планомерное проведение всех стадий геолого-разведочных работ, т.к. 74,3 т ресурсов кате-

Таблица 2

Экспертная оценка прогнозных ресурсов золота на собственно золоторудных объектах
Приташкентского региона по состоянию на 01.01.2005 г.

Рудный район	Рудный узел	Рудные поля (РП), потенциальные Рудные поля (ПРП), перспективные Площади (ПП) и их №№ на рис. 1	Площадь, км ²	Прогнозные ресурсы Золота, в т			Разведано Ац, в т	Оценочность
				P ₁	P ₂	P ₁₊₂		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
КУРАМИНСКАЯ СТРУКТУРНО-МЕТАЛЛОГЕНИЧЕСКАЯ ПОДЗОНА			8000	75	1185	1260	460	
КАРЖАНТАУССКИЙ		1. Ақтам-Ақташская ПП	20	-	10	10	-	
		2. Кызылсувская ПП	20	-	10	10	-	
		3. Ализарская ПП	60	-	10	10	-	
ЮГО-ЗАПАДНО-ЧАТКАЛЬСКИЙ	КЫЗЫЛНУРИНСКИЙ	4. Аксакатинское ПРП	60	-	40	40	-	II
		5. Реваштинское ПРП	30	-	20	20	1,20	
		6. Верхне-Нурекатинское ПРП	40	-	20	20	-	
		7. Суок-Заркентская ПП	25	-	10	10	-	
	ПРАВОБЕРЕЖНОАНГРЕНСКИЙ	8. Ташсай-Кайнарская ПП	120	-	25	25	-	
		9. Шаваз-Акчинская ПП	100	-	30	30	-	II
		10. Кызкурганская ПП	15	-	30	30	-	II
		11. Кызылалмасайское РП	65	50	250	300	224,50	I
		12. Алтындык-Дукентское ПРП	80	-	100	100	0,65	I
		13. Нижне-Акчинское ПРП	70	-	5	5	-	
ЦЕНТРАЛЬНО-КУРАМИНСКИЙ	БАБАЙТАГСКИЙ	14. Чакмакташское ПРП	30	-	20	20	0,80	II
	КОЧБУЛАК-ЛАШКЕРЕКСКИЙ	15. Чукурсайская ПП	5	-	5	5	-	
		16. Кайрагачское РП	25	-	30	30	13,00	II
		17. Кочбулакское РП	45	25	225	250	121,00	I
		18. Гушсай-Сегенекское ПРП	30	-	20	20	-2,0	I
	АЛМАЛЫКСКИЙ	19. Кашкасайское ПРП	15	-	10	10	2,18	
		20. Восточно-Алмалыкская ПП	120	-	50	50	1,25	I
		21. Актурпакское РП	25	-	5	5	2,10	
		22. Каульдинское РП	80	-	70	70	50,00	II
	КАРАМАЗАРСКИЙ		23. Южно-Алмалыкское ПРП	20	-	15	15	1,20
ВОСТОЧНО-КУРАМИНСКИЙ	КУГАЛИНСКИЙ	24. Западно-Кугалинская ПП	ПО	-	10	10	-	
	ВЕРХНЕ-АНГРЕНСКИЙ	25. Кенкольская ПП	120	-	15	15	-	
		26. Нижне-Гавасайская ПП	130	-	25	25	-	
	ЧАДАКСКИЙ	27. Чадакское РП	75	-	40	40	40,00	I
		28. Сансалакская ПП	16	-	10	10	-	I
		29. Байназарская ПП	6	-	5	5	-	II
ТЕРЕКЛИ-КЫЗЫЛТОРСКИЙ	ТЕРЕКЛИНСКИЙ	30. Зимнан-Тереклинская ПП	250	-	30	30	-	II
		31. Ирташская ПП	40	-	10	10	-	
	АКТАУСКИЙ	32. Актауская ПП	100	-	30	30	-	
ЧАТКАЛЬСКАЯ СТРУКТУРНО-МЕТАЛЛОГЕНИЧЕСКАЯ ПОДЗОНА			500	-	120	120	-	
УГАМСКИЙ		33. Тепарская ПП	50	-	10	10	-	
ПСКЕМСКИЙ		34. Шавурская ПП	50	-	10	10	-	
		35. Майдантальская ПП	80	-	10	10	-	
		36. Бештор-Тундукская ПП	150	-	10	10	-	
		37. Ихначская ПП	18	-	30	30	-	
		38. Испанская ПП	45	-	50	50	-	II
ИТОГО:			13000	75	1305	1380	460	

ценность геолого-структурных особенностей прогнозных объектов, преимущественно поверхностный характер поисковых работ (без достаточных объемов заверочного бурения), и, в отдельных случаях, недостаточно четкое знание поисковиками типоморфных особенностей и возрастного положения золоторудных объектов региона. Она позволяет достаточно оптимистично оценить золоторудные возможности региона и уточнить фонд перспективных рудных объектов различного ранга (район, узел, поле) для продолжения или постановки прогнозных, поисковых и оценочных работ не менее

чем на 20 лет. Отношение к данной оценке неоднозначное, хотя, основываясь на построениях Ю.Г. Сафонова [6], её можно даже увеличить в 2-3 раза, как металлогенический потенциал.

Высокая степень геологической изученности региона, многократная ревизия всех известных проявлений золота и флангов золоторудных месторождений практически не оставили нам объектов, на которых можно выделить существенное количество прогнозных ресурсов категории P₁. Лишь по результатам разведки месторождений Кызылалма и Кочбулак можно предполагать наличие ресурсов

категории P_1 на глубоких горизонтах этих месторождений – 75 т золота. Ресурсы категории P_2 могут быть выделены на всех золотоносных площадях по аналогии их геолого-структурных особенностей с типоморфными золоторудными объектами региона.

Типоморфными золоторудными позициями являются: 1) пологие согласные кварцево-жильные и вторично-кварцитовые зоны в мощной (более 600 м) толще андезит-дацитовых вулканитов (Реваште, Кочбулак, Кайрагач, Чакмакташ, Каульды), на контактах субвулканических силлов с пачками вулканогенно-осадочных образований; 2) пологие зоны окварцевания на контактах чехла андезит-дацитовых вулканитов с карбонатным фундаментом (Каульды, Курган); 3) пологие зоны золотоносных метасоматитов среди карбонатных пород фундамента андезит-дацитовых вулканитов, вдоль пологих субвулканических тел андезит-дацитового (Кульчулак) или липаритового состава (Бургунда); 4) крутопадающие субмеридиально-северовосточные кварцево-жильные зоны (иногда с эксплозивными трубками) в андезит-дацитовых вулканитах (Кочбулак, Кайрагач, Сегенек); 5) то же в гранитоидном фундаменте андезит-дацитовых вулканитов, вдоль субвулканических тел и даек андезит-дацитового и липаритового состава (Кызылалма, Чадак, Канджол); 6) круто- и пологопадающие зоны окварцевания на тектонически осложненных контактах вулканогенного чехла и гранитоидного фундамента (Самарчук, Чумаук).

Наибольшие перспективы мы связываем с дальнейшим изучением Кызылалмасайского и Кочбулакского рудных полей – РП (табл. 2). На Кызылалмасайском РП возможно выявление новых субширотных рудных тел, субпараллельных рудным телам Центрального участка в общей зоне шириной до 600-800 м. Необходимо продолжить поиски северной части Самарчука, смещенной по зоне Широкого разлома.

Остались не оцененными субширотные рудоносные зоны участков Орайлык и Южный, контролируемые «околорудными» дайками фельзит-порфиоров. В Кочбулакском РП северные фланги месторождения срезаны и перемещены на сотни метров по зоне Бедренгетского разлома; имеются предпосылки для продолжения поисков золотого оруденения на южных флангах субмеридиональных крутопадающих зон; остались неопищиваемыми северо-восточные фланги и глубокие горизонты пологих рудных зон Узун, Кальта и Четги; необходимо продолжить поиски бананцевых руд в оруденелых трубках взрыва, которые, охватывая лишь 3% общей длины рудных зон, контролируют 40% запасов золота; есть предпосылки для выявления новых крупных «среднепадающих» (40-50⁰) рудных тел (типа рудных тел № 20, 35, 58), кососопрягающихся с основными пологими зонами на глубоких горизонтах Кочбулакского РП. В гранитоидном фундаменте вулканитов возможен переход поля субширотных пологих и субмеридиональных кру-

тых рудных зон в крупный линейный золотоносный штокверк Кызылалмасайского типа [2].

Ю.Г. Сафонов [6] допускает для рудных узлов жильных месторождений типа Кочбулака максимальную продуктивность в 500 т золота, а типа Кызылалмы до 2000 т золота, что значительно выше нашей оценки. Для поиска месторождений Кочбулакского типа интересны Кызылнуринская и Каржантауская вулканно-тектонические депрессии (ВТД), Гавасайская, Зимнан-Тереклинская ПП и Чакмакташское ПРП, где мощность разреза вулканитов андезит-дацитового состава достигает многих сотен метров.

Очень интересна Испайская ПП (левый приток Пскема), где протяженная (более 15 км) зона метасоматитов северо-восточного простирания прослеживается вдоль субсогласного субвулканического силла базальтоидных пород среди среднепалеозойских терригенно-карбонатных отложений. Позиция очень похожа на позицию золоторудного месторождения Кортец в Неваде, США [7]. Обследование и опробование этой позиции может привести к обнаружению субсогласных золоторудных объектов тонко вкрапленного типа среди брекчированных известняков D_3 - C_1 . Подобной проверки заслуживает весь бассейн р. Пскем.

В гранитоидном или карбонатном фундаменте андезит-дацитовых вулканитов Восточно-Алмалыкской ПП могут быть выявлены корневые зоны и дайки липаритовых вулканитов, которые по аналогии с Кызылалмасайским, Чадакским и Бургундским рудными полями могут контролировать размещение промышленных золоторудных зон и тел кварцево-жильного типа. На межформационном контакте вулканогенного чехла и интрузивно-карбонатного фундамента могут быть выявлены золотоносные кварциты или кварцево-рудные залежи Каульдинского или Чумаукского типа.

Тесное соседство кварцитов с золоторудными месторождениями и рудопроявлениями на Кочбулаке, Кайрагаче, Абджазе, Каульдах, Чумауке, Чакмакташе, Кугале, в Гавасае и др. местах побуждает нас рекомендовать более смелое разбуривание «подшвы» этих метасоматитов в надежде выйти на скрытые пологие (межформационные) залежи с высоким содержанием золота. В первую очередь необходимо провести обобщение и анализ геолого-геофизических и поисковых материалов, накопленных за 1971-2004 гг. по Сегенек-Гушсайскому полю вторичных кварцитов, с целью определения перспектив его дальнейшего опощивания и выработки критериев оценки золотоносности вторично-кварцитовых метасоматитов региона в целом.

Широкое развитие в регионе слабозолотоносных полей альбититов в связи с гранитоидными интрузиями Чаркасарского типа (Акташ, Опарсай, Арашан-Актау, верховья Ойгаинга и др.) позволяет надеяться на выявление в регионе нового типа промышленной золотоносности с сопутствующим редкометальным оруденением. Наиболее перспективны

в этом отношении Актауский РУ и Пскемский геоблок (рис.).

Многочисленные факты наложения золотого оруденения на дайки и субвулканические тела кварц-порфиrowого и фельзитового состава в Чадаке, Бургунде, Школьном, Кызылалме, Самарчуке, на Камчикском палеовулкане позволяют рекомендовать более детальное опoискoвание поясов подобных даек и тел в полях метасоматитов, среди известняков и на межформационных контактах, в т.ч. на Сансалакской ПП, в Гавасае, на Ангренском плато, на Южном участке Кызылалмы, вокруг Беляутинского субвулкана, вдоль Алтынгосской дайки и т.д.

Кроме 38 определившихся прогнозных площадей, в Приташкентском регионе имеются предпосылки для выявления новых золоторудных проявлений (типа Чакмакташа и Реваште) в пределах донных частей липаритовых вулканно-тектонических депрессий. Наиболее интересны значительно эродированные части ВТД, где под панцирем риолитовых вулкаников вскрываются вулканики андезит-дацитового состава: южные фланги Карабашской и Бабайтагской, западный фланг Акшуранской, восточный фланг Рахманджайляуской, вся Кызылнуринская ВТД, а также Адрасманская ВТД в Таджикистане.

В предшествующие годы многие из выделенных ПП опoискoвывались на золото неоднократно, но безуспешно. На наш взгляд, причина безуспешности - в отсутствии привязки предполагавшегося (на стадии прогнозирования и проектирования) оруденения к определенной глубине и конкретным рудоконтролирующим структурам [3]. Поэтому, эти ПП нельзя считать «заверенными». Исключать их из состава перспективных тоже нельзя, хотя профессионализм прогнозистов невольно подвергается сомнению.

Часто, вовлекаясь в опoискoвание ПП не имели количественной оценки ресурсов. Мы считаем, что для каждой ПП безусловно лучше иметь даже малонадежную экспертную количественную оценку ресурсов, чем не иметь никакой. Надежно обоснованную оценку можно получить только после вовлечения перспективной площади в серьезный прогнозно-металлогенический анализ и дополнительные исследования, нередко многосложные и дорогостоящие. Однако, экспертная оценка позволяет довольно надежно ограничить круг первоочередных перспективных площадей для дальнейших исследований по величине прогнозных ресурсов [4]. В то же время, скромная оценка многих ПП в 5-10 т золота не отражает их потенциала, а скорее свидетельствует об их недостаточной изученности. Со временем эта оценка может возрасти многократно.

Дальнейшие поиски месторождений золота в пределах конкретных ПП региона необходимо ориентировать на поиск скрытых на глубине 200-600 м перспективных геолого-структурных позиций, аналогичных промышленным объектам региона (или

даже Мира). Аргументированное обоснование этих позиций и глубинная их проверка могут привести к открытию новых месторождений полезных ископаемых (МПИ). Такое направление требует проведения планомерных опережающих структурно-поисковых (буровых и геофизических) исследований по наращиванию наших знаний о глубинном строении региона до глубины 500-1000 м от современной поверхности.

Сегодня, когда практически все перспективные площади известны и неоднократно опoискoваны, новый прогноз в их пределах должен быть предельно конкретным, чтобы выводить поисковиков не на какую-то, даже локальную (п.км²) площадь, а на конкретную рудоносную структуру (тектоническую, межформационную, стратиформную) или ее отрезок. Иначе прогноз неубедителен и его невозможно заверить.

Для того чтобы разобраться в геолого-структурной позиции предполагаемого оруденения, выделить рудоносные структуры или геолого-структурные позиции, оценить их потенциальную золотоносность и разработать методику реализации прогноза, необходимо выполнить объемный металлогенический анализ всех накопленных по ПП материалов в масштабе не мельче 1:10000 – для РП и ПРП и не мельче 1:25000 – для остальных ПП. По результатам такого анализа в пределах конкретной ПП можно выделить объекты под глубинное опoискoвание (с ресурсами категории Р₂) или оценку (с ресурсами категории Р₁). Если по результатам объемного анализа размещение прогнозных объектов остается неясным, поиски проводить нельзя. В таком случае необходимо разрабатывать обоснование для постановки опережающих геофизических и буровых работ с целью уточнения глубинного геологического строения ПП и выделения на ней геолого-структурных позиций с ресурсами категории Р₂.

Экспертная оценка потенциальной золотоносности Киргизской и Таджикской частей ЧКЗ, также свидетельствует о возможности наращивания там запасов золота. В Киргизской части ЧКЗ разведано около 100 т золота и можно прогнозировать еще не менее 300 т в пределах 13 ПП (№ 39-51 на рис.). В Таджикской части ЧКЗ выявлено около 50 т золота и можно ожидать еще не менее 150 т в пределах 11 ПП (№ 52-62 на рис.). Наиболее интересны ПП, расположенные вокруг Адрасманской ВТД. В целом в ЧКЗ по состоянию на 01.01.2005 г. разведано около 600 т золота в пределах 25 собственно золоторудных месторождений. Здесь можно прогнозировать еще около 2 тыс. т золота, сконцентрированного на довольно ограниченной площади в 30-33 тыс. км². Подобная оценка, плюс 2000 т золота в пределах золото-меднопорфировых месторождений Алмалыка, выводят Чаткало-Кураминский регион в разряд одной из крупнейших золотоносных провинций Мира (4,5-5,0 тыс. т Au).

Перед республикой уже более 10 лет стоит задача доведения добычи золота до 100-120 т в год.

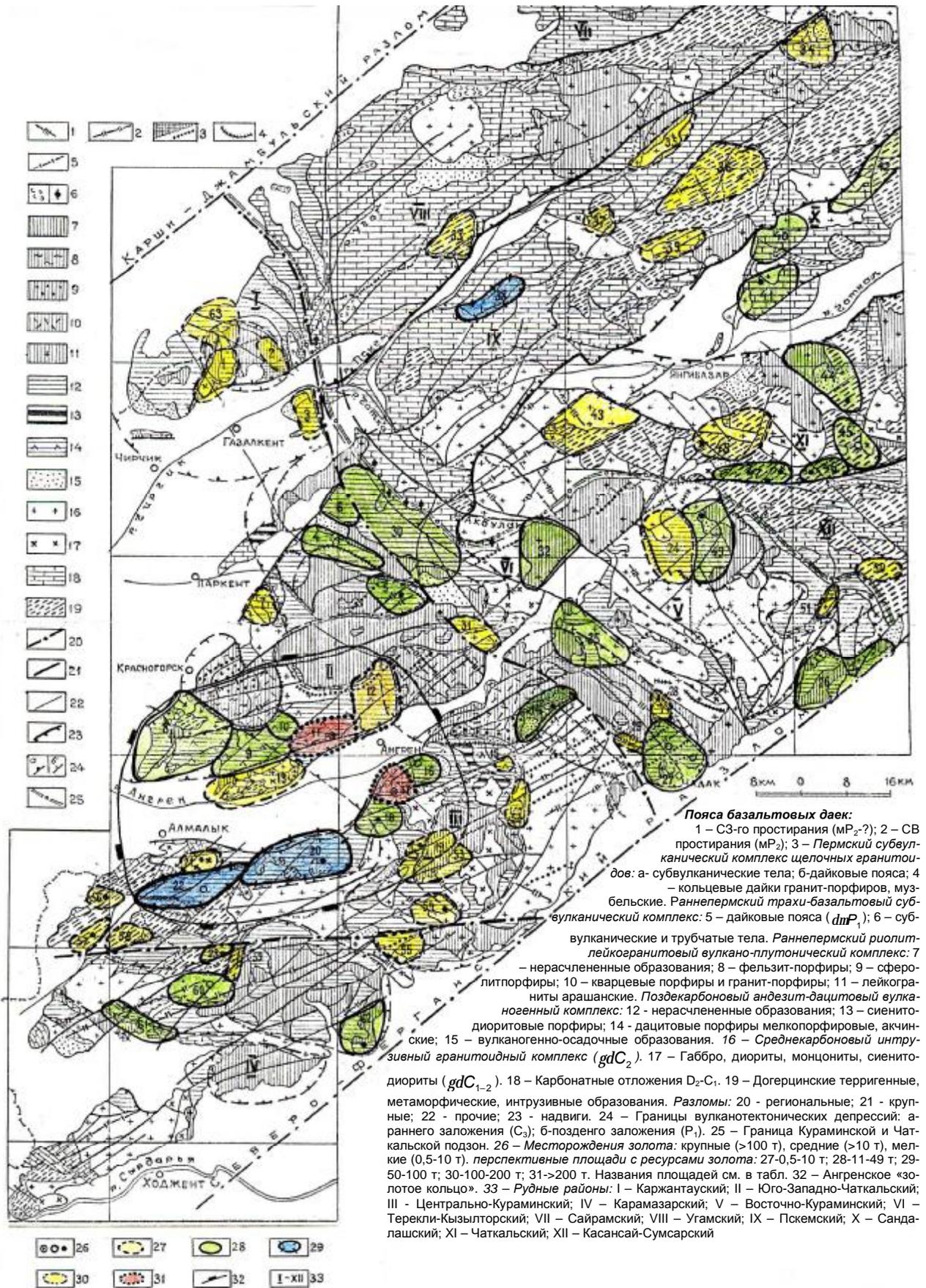


Рис. Золотоперспективные площади Чаткало-Кураминского региона

Для решения этой задачи необходимо увеличивать добычу золота не только в Западном Узбекистане, но и в Приташкентском регионе, где вполне возможно довести добычу из месторождений Кызылалма, Кочбулак, Кайрагач, Чадак и Каульды до 20-25 т золота в год за 3-5 лет. Тогда находящиеся в недрах остатки запасов золота будут отработаны за 15-20 лет, т.е. к 2020-2025 г. Значит, к этому времени необходимо разведать еще не менее 150-200 т золота, чтобы создать задел для золотодобычи хотя бы на следующие 10 лет. Для этого начиная с 2007 г. должен обеспечиваться ежегодный оперативный прирост запасов на уровне 7,5-10,0 т, а еще лучше 15-20 т.

Сегодня мы еще не готовы к резкой интенсификации геологоразведочных работ (ГРР) в регионе, т.к. в предшествующие годы не создали необходимый задел для них. Его надо срочно готовить с помощью объемного прогнозно-металлогенического анализа прогнозных площадей в масштабе 1:10000 или 1:25000, обеспечивающего «вычисление» новых месторождений, зон или рудных тел. Эта задача очень трудная, но выполнимая и она должна стать приоритетной при проведении опережающих поисков, тематических и поисковых работ в Приташкентском регионе на ближайшие 10-15 лет.

По опыту прошлых лет сроки реализации прогнозных ресурсов категории P_2 в запасы категории C_2 достигают 8-10 лет, при условии бездефицитного финансирования ГРР. При этом количество запасов категории C_2 по отношению к ресурсам категории P_2 может снизиться от 2 до 6 раз. Поэтому количество поисковых объектов должно превышать количество оцениваемых в 3 раза, а разведочных в 5-6 раз.

То есть, объемный прогнозно-металлогенический анализ надо выполнять сразу по 3-4 (а лучше 5-6) рудным полям или прогнозным площадям. Первоочередными для такого анализа должны стать Кызылалмасайское и Чадакское РП, Восточно-Алмалыкская, Гушсай-Сегенекская, Алтындык-Дукентская, Ташсай-Кайнарская и Сансалакская ПП. Поисково-оценочные работы на них не должны ставиться без предпоисковых обобщающих работ и прогнозных исследований [5].

Интенсификация предпоисковых исследований и поисково-оценочных работ на конкретных ПП позволит: 1) уточнить существующие представления о закономерностях формирования и размещения месторождений в отдельных рудных районах, в первую очередь, Юго-Западно-Чаткальском и Центрально-Кураминском; 2) повысить качество обоснований постановки поисковых работ в регионе; 3) заблаговременно подготовить поисковый задел на флангах известных и потенциальных рудных полей и в пределах недостаточно изученных ПП; 4) уравнять значение подготовки поискового задела с задачей по приросту запасов; сейчас задача прироста запасов оставляет практически без внимания подго-

товку поискового задела; 5) создать за пределами разрабатываемых рудных полей фонд инвестиционно-привлекательных объектов. Важная роль в реализации этой стратегии должна отводиться контрольно-методическому сопровождению поисковых и оценочных работ со стороны конкретных разработчиков прогнозных рекомендаций [4].

Согласно современным представлениям о геологическом строении региона и закономерностях золотонакопления в его недрах, можно констатировать, что потенциал ресурсов золота здесь реализован лишь на одну четверть. Подготовка дополнительных запасов золота потребует не только восстановления былых, но и организации более высоких объемов и темпов производства геологоразведочных работ и их технической модернизации. Детальные, ответственные и разнообразные перспективные прогнозно-металлогенические разработки с применением передовых компьютерных технологий в скором времени, безусловно, должны стать основным способом «вычисления» новых рудных залежей. С 2005 г. они организованы в ОАО «Регионалгеология» по Кочбулакскому РП, на очереди их постановка по Чадакскому и Кызылалмасайскому рудным полям.

Для проведения объемного прогнозно-металлогенического анализа золотоносности, особенно сразу по нескольким ПП Приташкентского региона, необходимо создать специальное геолого-прогнозное подразделение (в Госгеолинформцентре, в Институте минеральных ресурсов или при ГГП «Шаркий Узбекистон»), обеспечив его соответствующими ассигнованиями и ответственными исполнителями.

Следует отметить, что экспертная оценка региона уже получила положительный резонанс. ГГП «Шаркий Узбекистон» в 2005 г. повысило потенциал золота региона с 183 т до 725 т и запланировало в следующем пятилетии продолжение поисковых работ на Гушсай-Сегенекской, Гавасайской, Тереклинской, Нижне-Акчинской, Западно-Кугалинской, Каракия-Карасайской, Дукентской, Кочбулакской, Кызылалмасайской и Чадакской ПП.

Оптимистическая оценка прогнозных ресурсов золота Приташкентского региона, особенно в связи с быстро растущей стоимостью золота на мировом рынке [8], позволяет делать стратегический макропрогноз сырьевой обеспеченности действующих в регионе горно-добывающих предприятий (ГДП) на срок не менее 50-100 лет. Это, в свою очередь, дает надежду на существенное увеличение добычи золота в регионе, а также стимулирует привлечение инвестиций в расширение здесь объемов геологоразведочных работ.

Следуя мировому опыту, государству выгоднее отдавать недропользователям не разведанные месторождения, а участки недр, где предположительно могут быть золоторудные залежи. Поэтому, обоснованное выделение достаточно большого ко-

личества таких участков и площадей становится одной из приоритетных задач геологоразведочной отрасли, включая систематическую переоценку рудного потенциала регионов и рудных полей.

Авторы благодарны И.Б. Турамуратову и Р.А. Джабарову за поддержку наших исследований и ценные советы при подготовке рукописи к печати.

Список литературы:

1. Арапов В.А. – *Вулканизм и тектоника Чаткало-Кураминского региона*. Ташкент, 1983.
2. Бородин Ю.В. – *К проблеме поисков месторождений золота Кызылалмасайского типа в Чаткало-Кураминском регионе*.// Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ, Ташкент, ИМП, 2003, с.231-232.
3. Кучин Е.С. – *Об основных вопросах эндогенного рудообразования*.// Отечественная геология, 2001, № 1, с.20-30.
4. Михайлов Б.К., Вартамян С.С., Волчков А.Г. – *Основные направления геологоразведочных работ по воспроизводству минерально-сырьевой базы золота на территории России за счет средств федерального бюджета на 2005 год*.// Руды и металлы, 2005, № 1, с.39-43.
5. Орлов В.П. – *Минерально-сырьевая база России и мира: взгляд в XXI век*.// Минеральные ресурсы России, 1999, № 3, с. 2-9.
6. Сафонов Ю.Г. – *Гидротермальные золоторудные месторождения: распространенность – геолого-генетические типы – продуктивность рудообразующих систем*.// Геология рудных месторождений, 1997, № 1, с.25-40.
7. Шер С.Д. – *Металлогения золота (Сев.Америка, Австралия и Океания)*. М., Недра, 1972, с.138-140.
8. *На мировом рынке золота*. – БИКИ, №115, 8.10.2005 г.

УДК 553

© Сулейманов М.О., Поморцев В.В, Прутик Е.В, Мирзаева Г.А. 2007 г.

СТРУКТУРЫ ЭКРАНИРОВАНИЯ ВУЛКАНОГЕННЫХ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Сулейманов М.О., старший научный сотрудник сектора благородных металлов Восточного Узбекистана ИМП ГОСКОМГЕО РУз; **Поморцев В.В.**, главный геолог ОАО “Шаркий Курама” ГОСКОМГЕО РУз; **Прутик Е.В.**, техник сектора благородных металлов Восточного Узбекистана ИМП ГОСКОМГЕО РУз; **Мирзаева Г.А.**, главный геолог карьера Саукбулак ОАО «АГМК»

Вулканогенное гидротермальное месторождение - замкнутый, ограниченный в пространстве участок земной коры в пределах геотермальных аномалий, доступный для длительной циркуляции водозных вод в условиях постоянного или периодического общения магматического очага с поверхностью в виде извержений и субвулканических проявлений.

Активный тектоно-магматический режим развития, пестрый состав рудовмещающих пород обуславливает многообразие структурных морфотипов рудных тел, в формировании которых ведущую роль играют структуры экранирования (СЭ). Если структуры блокирования (СБ) (Шихин Ю. С, 1987 г.) влияют на распределение рудных тел по латерали, то структуры экранирования осложняют эту картину по вертикали [1].

Экранирующими поверхностями (ПЭ) являются подошвы разновозрастных пород (свит, формаций, вулканогенных комплексов), а также контакты пород с различными физико-механическими свойствами.

ПЭ осложнены тектоническими подвижками, минерализованными зонами, вплоть до мономинеральных скоплений, проявившихся не всегда четко на контактах формаций свит, чаще между породами с различными физико-механическими свойствами в контактовой зоне.

Минерализованные зоны, связанные с ПЭ, назы-

ваются межформационными (МФ), вторые - внутриформационные (ВФ).

В систематизации разрывных нарушений по углам падения (Шехтман П А, 1968 г.) тектонические разрывы положе 50 градусов не относятся к секущим. Поэтому возник ещё один термин - пологие структуры экранирования [2].

Сложно выглядит морфология внутреннего строения минерализованных зон, где помимо зон окварцевания, параллельных ограничивающим зону контактам, есть серия прожилков противоположного направления; образуется штокверковоподобная зона. Это, плюс не везде пологое залегание зоны и не всегда четкая приуроченность к контакту, является причиной неправильного понимания структур экранирования и, как следствие, изучения их как секущих образований.

В зависимости от взаимоотношения секущего разлома и контакта выделяются два типа структур - замыкания и пересечения. В первом типе (рис. 1, А-Ж) основная минерализация локализована под ПЭ, а выше на продолжении секущего разлома при пострудных подвижках возникает зона трещиноватых пород слабо измененных, часто инъецированная тонкими прожилками. Если подэкранный толща неоднородна, то внутри неё под подошвами различных по составу и физико-механическим свойствам

пород возникают внутриформационные зоны метасоматитов, аргиллизитового состава (рис. 1, Ж-З). Все это можно рассматривать как элементы единой зоны - зоны пропаривания (ЗП). Геохимические ореолы ЗП аналогичны таковым в рудовмещающих породах. Если они моложе основного оруденения, то геохимия аномалий и минерализация ЗП характерна для поздних этапов минералообразований и медно-висмутовой формации и позднего убого-золоторудного этапа минерализации. Их нельзя увязывать в единую геохимическую колонку с рудогенными ореолами без учета эффекта экранирования и наложения поздней минерализации по одним и тем же рудоконтролирующим структурам.

Полного замыкания рудоконтролирующего разлома ПЭ на изученных золоторудных объектах Кураминской подзоны не выявлено. Единственное, что можно констатировать уверенно - это отсутствие реальных рудных тел выше последней ПЭ - основные вулканитов шурабсайского комплекса.

Из-за сложного распределения оруденения в пределах СЭ второго типа подавляющее большинство рудных тел локализовано в зоне сопряжения, как в рудоконтролирующей структуре, так и в подэкранной поверхности, образуя сложные, в целом, грибообразные и флексуобразные тела (рис. 1, Ж-З).

Часто оруденение локализуется только в рудоконтролирующей структуре, не минерализуя ПЭ вплоть почти до полного, постепенного выклинивания при приближении к ней (рис. 1, Г).

На месторождении Чашма-Динар РС при приближении к ПЭ распадается на ряд субпараллельных рудных тел, которые с глубиной сопрягаются, образуя в 40 м от ПЭ единое рудное тело.

Зависимость содержания золота от углов падения зон окварцевания индивидуальна для каждого месторождения. На участке Самарчук благоприятными для концентрации являются углы 40-45°, на участке Чумаук находящемся в 1,5 км восточнее - 10-15°, на месторождении Каульды - 5-0±5°. Ещё шире разброс на месторождении Гузаксай Чадакского рудного поля - от 5° до 40°, даже в пределах одного участка (Южный Гузаксай, Акбулак).

На распределение золоторудных концентраций как в экранирующих, так и в секущих разломах, влияние оказывают особенности подстилающих пород. В Алмалыкском рудном районе они тяготеют к участкам, где вулканиты подстилаются богатыми органикой и Au карбонатной толщей

Каратагатинской и Катрангинской свит Д₃. В Кайрагачском рудном поле более 80% рудных тел в СЭ локализованы в породах С_{2,3}nd₂³.

Состав метасоматитов СЭ в зависимости от подстилающих пород колеблется от почти монокварцитового (SiO₂ - 80-85%) на гранитоидах С₂к до кварцкарбонатного (SiO₂ - 30-40%, CaO-MgO - до 60%) на карбонатных породах Д₃-С₁.

Сложные морфотипы рудовмещающих структур возникают при пересечении секущего разлома и ПЭ.

Наиболее простые варианты минерализации распространяются по секущей рудоконтролирующей структуре, за пределами ПЭ образуя минерализованные зоны, как в подэкранной позиции, так и вдоль поверхности экранирования.

Сложные морфотипы рудных тел возникают в случаях, когда ПЭ 2 или больше. Формируются флексуобразные РТ, воронкообразные: как конусом вверх, так и конусом вниз. Очень сложное распределение оруденения выявлено в Гузаксайском разломе на участке Южный месторождения Гузаксай, где на распределение оруденения влияли оба типа структур экранирования и блокирования.

Структуры экранирования являются наиболее подвижными в общей системе структур рудного поля. Все гидротермальные взрывные сооружения в рудных полях начинают локализоваться в подэкранной позиции. Подвижки по СЭ приводят к резкому изменению режима Р-Т в гидротермальной

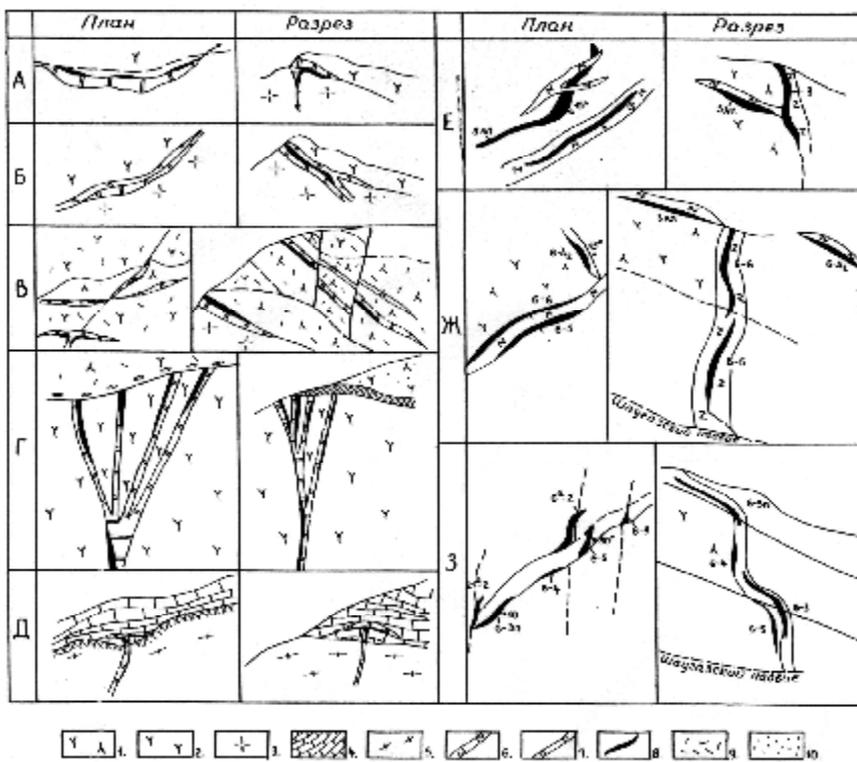


Рис. 1. Морфотипы структур экранирования: 1. Вулканиты С₂; 2. Вулканиты С₃; 3. Гранитоиды Д₃-С₁; 4. Известняки Д₃-С₁; 5. Кварцевые порфиры Д₂; 6. Диабазовые порфиры; 7. Зоны окварцевания; 8. Рудные тела; 9. Туфы; 10. Песчаники. Проявления золота: А. Чумаук; Б. Самарчук; В. Чорбин; Г. Чашма-Динар; Д. Карасай; Е.Ж.З. Кайрагачское рудное поле

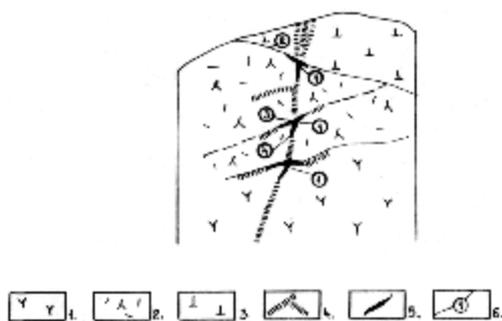


Рис. 2. Элементы структуры экранирования:
 1, 2 - рудовмещающие породы; 3 - рудоперекрывающие породы; 4 - зоны метасоматитов; 5 - рудные тела; 6 - плоскости экранирования: 1, 4 - рудоподводящие разломы и рудные тела; 2, 3 - подэкранная зона и рудные тела

системе, что обуславливает внутренние эксплозии в ней.

СЭ вследствие своей подвижности почти всегда инъецированы силлами. Некоторые из них образуют лаколлитоподобные тела, подошва и кровля которых представляют экранирующие поверхности. Таким является контакт между гранодиоритами C_2k , на которых фрагментарно сохранились вулканомиктовые породы $C_{1-2} mb$, и вулканитами C_2-P_1 на месторождении Пирмираб Чадакского рудного поля. В эту полость внедрилась сложная по составу многофазная интрузия куяндинских вулканитов, образовав лаколлит. Масштабные тектонические движения по СЭ формируют сложные шарьяжные зоны, по которым происходят значительные подвижки. В своем развитии шарьяжи пересекаются с рудоконтролирующими разломами и становятся не только рудовмещающими

и рудораспределяющими по отношению к разломам выше шарьяжа (Кайрагачское рудное поле, Шаугазский надвиг).

Таким образом, структура экранирования - геологическое образование, возникшее на контакте разновозрастных и отличных по физико-механическим свойствам пород, часто выполненное магматическими образованиями, контролирующее развитие метасоматоза различной степени интенсивности вплоть до мономинеральных, влияющих на распределение оруденения.

Составные элементы структур экранирования в обобщенном виде отражены на рис. 2. Следует выделить: полость экранирования, метасоматиты и рудные тела в ней; рудоподводящий разлом. Недостаточная изученность их при поисках и разведке ведет к недооценке ресурсов, как следствие к недоизвлечению полезного ископаемого из недр.

Параметры рудных тел локализуются в СЭ и зависят от параметров структурообразующих элементов. Протяженность по падению и простиранию рудных тел от линии сопряжения колеблется в пределах 10-60 м.

Методика поисков и разведки этих структур сложна и должна базироваться на их морфологии и конкретных параметрах элементов структур [3]. Структуры экранирования на золоторудных вулканогенных месторождениях играют ведущую роль в размещении рудных тел и локализуют значительные количества оруденения. Образуя сложные сочетания с секущими рудоподводящими разломами, они часто остаются недоизученными, что приводит к неполному извлечению полезного ископаемого из недр. Основой методики оценки рудоносности этих структур является геометризация элементов структуры.

Список литературы:

1. Королев А.В., Шехтман П.А. Структурные условия размещения послемагматических руд. Москва "Недра", 1965, с. 73.
2. Шехтман П.А. Принципы и методы разведки эндогенных месторождений. Доклад на сессии НТС. МИНГЕО СССР. Ташкент, 1968.
3. Шихин Ю. С. Геологическое картирование и оценка рудоносности разрывных нарушений. Москва "Недра", 1991, с. 165-167.

УДК 622

© Федянин С.Н. 2007 г.

РУДОГЕНЕЗ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА ПЕСЧАНИКОВОГО ТИПА С ПОЗИЦИЙ ЭЛЕКТРОГЕОХИМИИ

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

Вторая половина XX века для геологической службы Узбекистана ознаменовалась открытием в Центральных Кызылкумах серии крупных место-

рождений урана песчаникового типа в рыхлых отложениях мела и палеогена.

Эти успехи, и в первую очередь коллектива

Краснохолмской экспедиции (в дальнейшем ГПП «Кизилтепагеология»), обязаны разработке и использованию в практике поисково-разведочных работ гидрогенной теории уранового рудогенеза, объясняющей приуроченность урановых рудных залежей к границе выклинивания региональной зоны пластового окисления (ЗПО).

Согласно этой теории рудные залежи имеют эпигенетическую природу и образуются в результате осаждения урана на геохимическом окислительно-восстановительном барьере (редокс-барьере, ОВБ) из растворов пластовых вод обогащенных кислородом, в которых уран находится в форме подвижных ионов в составе уранил-карбонатных комплексов. Пластовые воды, содержащие шестивалентные ионы урана, под действием естественной фильтрации мигрируют от местных и региональных базисов эрозии (областей питания) по падению (латерали) водоносного горизонта к очагам разгрузки, и уран восстанавливается на ОВБ до четырехвалентной минеральной формы.

При геологической документации керна скважин граница выклинивания ЗПО в пределах перспективных горизонтов легко диагностируется визуально по смене окраски пород. Окисленным породам характерны лимонно-желтые тона, обусловленные наличием в породах окислов железа (лимонита), бурые - за счет минералов окиси-закаиси железа (гетита, гидрогетита, гематита). Неизменные породы имеют тона от белесых до темно-серых. В них минералы железа представлены карбонатами (сидерит) и сульфидами (пирит, марказит).

В процессе изучения ураново-рудных залежей была установлена их сложная радиологическая зональность. Со стороны окисленных пород руды осложнены остаточными (безрудными) радиевыми ореолами, в пределах рудных тел радиоактивное равновесие смещено в сторону недостатка радия, а на их выклинивании, в сероцветах, наблюдаются диффузионные радиевые ореолы. Поскольку основным методом обнаружения урановых руд является радиометрическое опробование, модификацией которого в скважинных условиях является гамма-каротаж, основанный на регистрации гамма-излучения, вызванного наличием в рудах радия (уран слабо радиоактивен), то вследствие этого стал актуальным вопрос корректного определения границ между ураново-рудными интервалами и остаточными радиевыми ореолами.

Учитывая, что гидрогеохимическая среда (пластовые воды) в окислительной и восстановительной обстановке отличается по величине и знаку окислительно-восстановительного потенциала (Eh), соответственно, от +200 мВ до - 50 мВ, то было бы логичным измерять величину Eh по сечению ствола скважины, и с учетом этого отбраковывать остаточные радиевые ореолы, т.к. им должны соответство-

вать относительно высокие положительные значения Eh, от +50 до +200 мВ.

С этой целью в середине 70-х годов мною был разработан «редокс-каротаж» (РК). Исследования, проведенные этим методом на ряде месторождений, показали, что глинистая корка, образующаяся из бурового раствора по стенке скважины и его фильтрат в около скважинное пространство оказывают экранирующее воздействие на потенциал Eh, т.е. препятствуют его корректному измерению. Однако, в продуктивных горизонтах повсеместно отмечаются тонкие прослойки, обладающие электронной проводимостью, к контакту с которыми зачастую приурочены интервалы, аномальные по гамма-каротажу (ГК).

Форма графиков РК (рис. 1) позволяет разрабатывать зоны электронной проводимости по природе их источника. Если электронным проводником (ЭП) являются прослойки углефицированного детрита, то пик графика имеет прямоугольную форму (ЭП1 на рис. 1). Если электронная проводимость обусловлена минералами металлов, например, железа, то пик графика усеченный к подошве прослоя (ЭП 2 на рис. 1).

В 1985 г. в Сырдарьинской депрессии (Казахстан) рядом ведущих научных институтов бывшего Союза и ПГО «Краснохолмскгеология» проводились совместные научно-исследовательские работы по региональному профилю скважин (Сырдарьинский геохимический профиль, СДГХП), пробуренному в пределах Карамурунского ураново-рудного поля, с выходом профиля как в глубоко окисленные, так и в заведомо неизменные породы перспективных горизонтов.

Программа исследований предусматривала комплексное изучение геохимической зональности классического месторождения песчаникового типа с целью ревизии сложившихся на тот момент основных положений инфильтрационной теории уранового рудогенеза. Геофизические исследования скважин обеспечила каротажная служба экспедиции № 23 ПГО «Краснохолмскгеология». По настоянию научных руководителей работ по программе СДГХП Шмариовича Е.М. и Наумова Г.Б. метод РК был включен в обязательный комплекс ГИС по всем скважинам профиля.

Выполненными мною исследованиями с помощью РК было установлено, что прослойки электронных проводников широко проявлены в пределах всей разбуренной толщи осадочных пород. В рудонесных горизонтах они увязываются в протяженные зоны в сторону неизменных пород и затухают (встречаются эпизодически) в зоне эпигенетически окисленных пород. Установленный факт требует объяснения причин (механизма) образования протяженных зон электронной проводимости (ЗЭП).

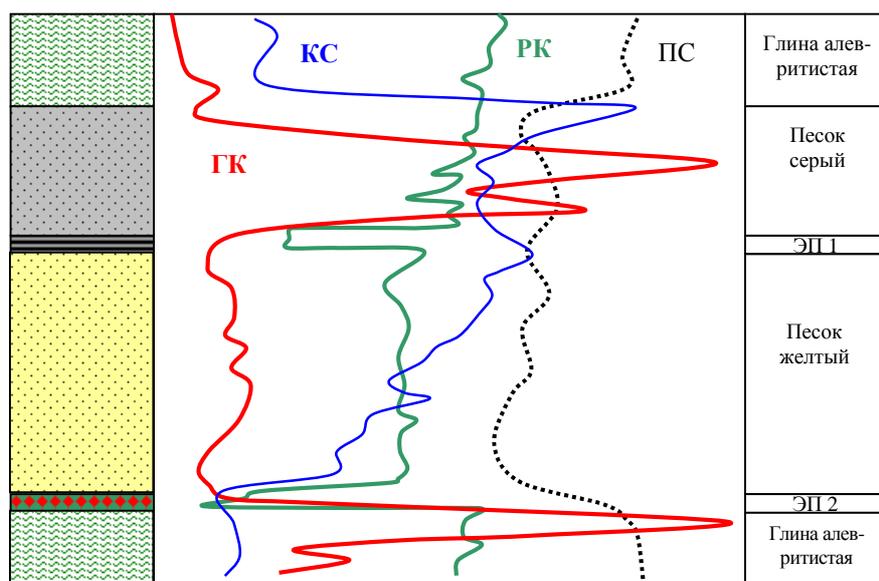


Рис. 1. Типовой геологический разрез продуктивного горизонта и диаграммы комплексных геофизических исследований скважин методами: гамма-каротажа (ГК), стандартный электрокаротаж (КС+ПС) и редокс-каротаж (РК)

Вероятнее всего в целом для Притяньшаньской ураново-рудной мегапровинции они соответствуют границам исторических циклов смены условий накопления осадков, а также площадным зонам накопления тяжелой фракции (россыпей), например, в водно-прибойной зоне шельфа мелководного моря, или в донных осадках палеорусел (основных) и питающих их русел малых рек и временных водотоков. В последних они способны накапливаться в процессе перемыва материала селевых и грязевых потоков паводковых вод. Факт наличия протяженных, площадных ЗЭП позволяет предположить важную роль электрохимических процессов в образовании эпигенетических руд и таким образом ответить на ряд теоретических вопросов уранового рудообразования, в развитие инфильтрационной теории рудообразования. Причину избирательного образования руд в таких условиях находим на основе анализа следующей информации, заимствованной из ряда работ.

Лабораторными исследованиями группы специалистов под руководством академика Б.Н. Ласкорина, проведенными с серноокислым раствором уранила в трехкамерном электродиализаторе, установлено следующее [1].

За счет электрохимических процессов, «...наряду с миграцией ионов водорода к катоду и сульфат-ионов к аноду, приводящей к удалению кислоты из средней камеры (рис. 2), происходит перенос урана в католит и анолит». И далее, «...при низких значениях кислотности уран (VI) находится преимущественно в форме катиона, при более высоких значениях кислотности уранил образует комплексные анионы, вследствие чего перенос его в католит резко сокращается».

В работе [2] академика С.С. Смирнова сообщается, что еще в 30-е годы XX века при изучении причин избирательного выщелачивания рудных элементов в зоне окисления сульфидных месторождений полиметаллов и их зонального накопления в зоне вторичного обогащения было установлено, что сульфидные минералы по степени устойчивости к окислителям в первом приближении можно выстроить в следующий ряд: сфалерит, халькозин, пирротин, халькопирит, пирит, галенит, энаргит, аргентит. При этом, скорость окисления и растворения в значительной мере увеличивается, когда различные сульфиды окисляются совместно. Объясняется это не только воздействием на одни

сульфиды продуктов окисления других, например, действием H_2SO_4 и $Fe_2(SO_4)_3$, образующихся при окислении пирита, но, как показали Готтшалк и Бютчер, и усиливающейся ролью токов, возникающих в контакте минералов, обладающих различными потенциалами. Со ссылкой на них Смирнов С.С. объясняет это явление следующим образом: «Электрический ток, направляясь от минерала с высшим потенциалом к минералу с низшим, обусловит более быстрое окисление и растворение последнего, в то время как первый, наоборот, будет защищен от окисляющего и растворяющего действия. С этим явлением, вероятно, связано столь нередкое нахождение в сильно уже окисленных рудах совершенно неизменных блестящих зерен пирита, этого «*неразлагаемого электрода*», как его называет А. Локк. И далее «...«Не давая точной количественной оценки масштаба действия H_2SO_4 и $Fe_2(SO_4)_3$ исследования Г. Нишихарта, Р. Уэллса и Э. Эллина однообразно говорят об их сильнейшем окисляющем и растворяющем действии, особенно окисного железного сульфата. Последний по праву может рассматриваться как один из крупнейших факторов в процессе переработки сульфидного материала».

Его значение – значение поставщика кислорода в различные горизонты зоны окисления и, в том числе, в наиболее глубокие – переоценить трудно». И далее «...в конечные стадии развития зоны окисления (сульфидных месторождений) ...» все сохранившиеся еще сульфаты окажутся неустойчивыми и постепенно окончательно заменятся карбонатами, силикатами и т.п. Но и последние, ввиду отсутствия в обычных водах таких металлов, как свинец, цинк, медь, будут подвергаться растворяющему действию, и как бы ни мала была рас-

творимость соответственных соединений, тяжелые металлы будут все более и более выноситься из пределов зоны окисления. В результате в последней окажутся лишь такие малоподвижные соединения, как разнообразные формы SiO_2 и Fe_2O_3 , часто в комбинации с Al_2O_3 , и т.п. В пределе зона окисления окончательно освобождается от тяжелых металлов, будучи сложена лишь различными формами кремнезема, окислами и гидроокислами железа и марганца, алюмокремниевыми соединениями. Железные сульфаты - FeSO_4 и $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ - оба неустойчивы. Первый окисляется до второго, который в нейтральных или слабнокислых растворах легко гидролизует, давая, в конце концов, гидроокись железа - соединение трудно подвижное. Прекрасная растворимость большинства сульфатов железа, узкие пределы устойчивости в отношении степени кислотности - все это обуславливает чрезвычайную краткость существования многих из них в пределах зоны окисления. Это в буквально смысле слова «временные гости» окисляющегося сульфидного месторождения.

Именно эти сульфаты имеют важное значение в переводе урана в подвижную форму. В работе [3] Т.Я. Демина указывает следующее.

«Реакции восстановления-окисления урана, лежащие в основе рудоотложения на восстановительном барьере, гетерогенны, и каждая из них имеет кинетическую специфику. Как промежуточный продукт во многих окислительно-восстановительных реакциях $\text{U(IV)} - \text{U(VI)}$ присутствует пятивалентный уран. Четырехвалентный уран является энергичным восстановителем и окисляется трехвалентным железом за доли секунды. Трехвалентный уран окисляется очень быстро, в том числе водой, с выделением водорода».

Если эту информацию адаптировать к рассматриваемому вопросу, то по принципу аналогии можно предположить следующее.

1. Поскольку электрохимические процессы переноса элементов в ионной форме протекают со скоростью на много порядков превышающей процесс фильтрационной миграции и способны извлекать ионы не только из фильтрационных (свободных) пластовых вод, но и из поровых (связанных) растворов, то рудные залежи могут образовываться в короткие (в геологическом смысле) периоды времени на участках развития зон, обладающих электронной проводимостью.

2. Если признать наличие зон электронной проводимости (ЗЭП) как обязательную составляющую, ответственную за процесс уранового рудогенеза, то

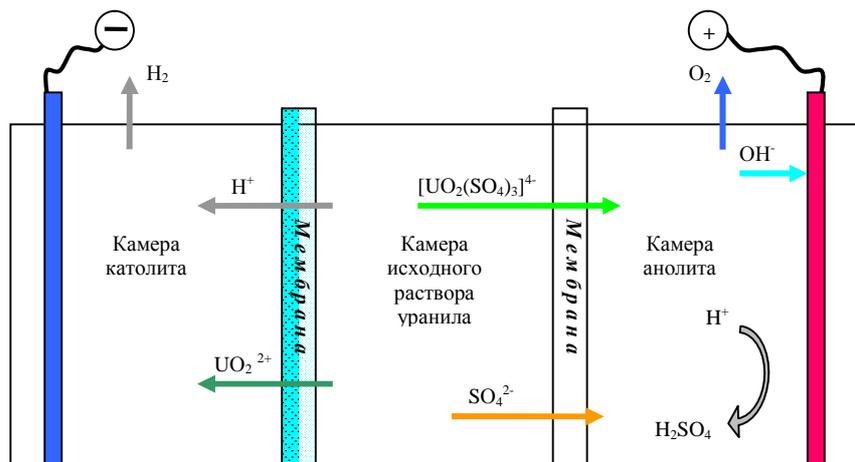


Рис. 2. Схема трехкамерного электродиализатора для удаления избыточной кислотности из сернокислых растворов уранила

этот процесс есть ничто иное, как направленное движение ионов во внутренней цепи природного гальванического элемента, которой являются водные растворы в толще продуктивного горизонта, а внешней цепью - прослойки электронных проводников, пронизывающие эту толщу и вмещающие ее породы от среды с восстановительной обстановкой до окислительной.

Согласно этим выводам можно представить следующую природную модель электрохимического процесса уранового рудогенеза (рис. 3). Не трудно заметить принципиальную аналогию между моделью, представленной на рис. 3, и схемой трехкамерного электродиализатора Б.Н. Ласкорина (рис. 2), с учетом факта наличия ЗЭП в природных средах, подтвержденного геологической документацией керна и диаграммой редокс-каротажа (рис. 1).

На основании приведенной информации приходим к следующим выводам.

1. Объемы геологической среды, обогащенные аутигенными минералами железа и углефицированным детритом, могут рассматриваться как гальванические системы, генерирующие условия благоприятные для нахождения железа продолжительное время в состоянии активного окислителя - $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ и перевода в эту форму окислов и сульфидов железа. Такие зоны, диагностируемые как красноцветы, являются средой благоприятной для активного выщелачивания урана из вмещающих пород и направленной его миграции в ионной форме под действием электрических сил к границе выклинивания ЗПО. Объем таких зон и, в итоге, параметры уранового оруденения, определяется масштабами площади и мощностью развития фациальных прослоев, обогащенных углефицированными остатками и железистыми минералами, а также содержанием последних в этих прослоях.

2. Породы, претерпевшие глубокие окислительные процессы, отличаются от исходных (материн-

ских) пород крайне низким содержанием химических элементов с большим атомным номером, т.е. по рудным элементам (тяжелым металлам), они истощены и представлены в основном окислами и гидроокислами железа и марганца в породной матрице, состоящей из малоподвижных минеральных соединений карбонатов, алюмосиликатов и силикатов, которые в совокупности придают породам светлую окраску - голубовато-зеленовато-желтые, белые и белесые тона.

3. В зависимости от исходного минерального состава материнских пород и дренирующих их вод за границами развития зоны гипергенеза возможно накопление не только урана, но и других рудных элементов (вторичное обогащение), предрасположенных к миграции в форме подвижных ионных комплексов. Зоны вторичного обогащения визуально фиксируются темной окраской - черным, темно-серым, фиолетовым, коричневым цветом. Переходной зоне, от окислительной к восстановительной, соответствуют промежуточные цвета оптического спектра.

4. Успехи в выявлении урановых месторождений песчаникового типа являются следствием уникального свойства урана - способности к самопроизвольному делению, сопровождающемуся естест-

венной радиоактивностью его дочерних продуктов. По этому излучению легко обнаружить и целенаправленно изучить скопления урана.

Другие рудные элементы таким свойством не обладают. Их обнаружение требует больших трудозатрат и знаний законов рудогенеза. Возможно, по этим причинам поисковые и разведочные работы на рудные элементы (цветные и благородные металлы) в отложениях чехла особых успехов не имеют.

В Центральных Кызылкумах перспективными на уран являются горизонты рыхлых осадочных отложений мела и палеогена, которые представлены, главным образом, русловыми фациями (аллювий надпойменных террас и донные осадки, обогащенные тяжелой фракцией) и прибрежными осадками шельфа мелководного моря волноприбойной и подводно-течениевой зон. В этих осадках восстановителями являются органические остатки (растительный детрит), газовые флюиды угле- и сероводородов, а роль электронного проводника («неразлагаемого электрода») играют прослой, обогащенные дисульфидами железа (пиритом и марказитом), приуроченные к подошвам пограничных слоев сезонных и исторических циклов осадконакопления.

Известно, что вдоль прослоев электронных проводников существуют двойные (ионно-электронные) поверхностные слои, в ионолитном слое которых концентрация анионов (вблизи анода) и катионов (вблизи катода) на порядки превышает их содержание в свободных пластовых водах. С учетом этого и согласно результатам, полученным по электродиализу группой Б.Н. Ласкорина, уранил может накапливаться в ионолитных слоях, как в зоне католита, так и в зоне анолита. Вдоль ЗЭП уран способен переноситься в ионолитных слоях, предпочтительно в шестивалентной форме, в составе сложных анионных комплексов в анолит при высоких значениях кислотности и в форме простого катиона UO_2^{2+} в католит при низких значениях

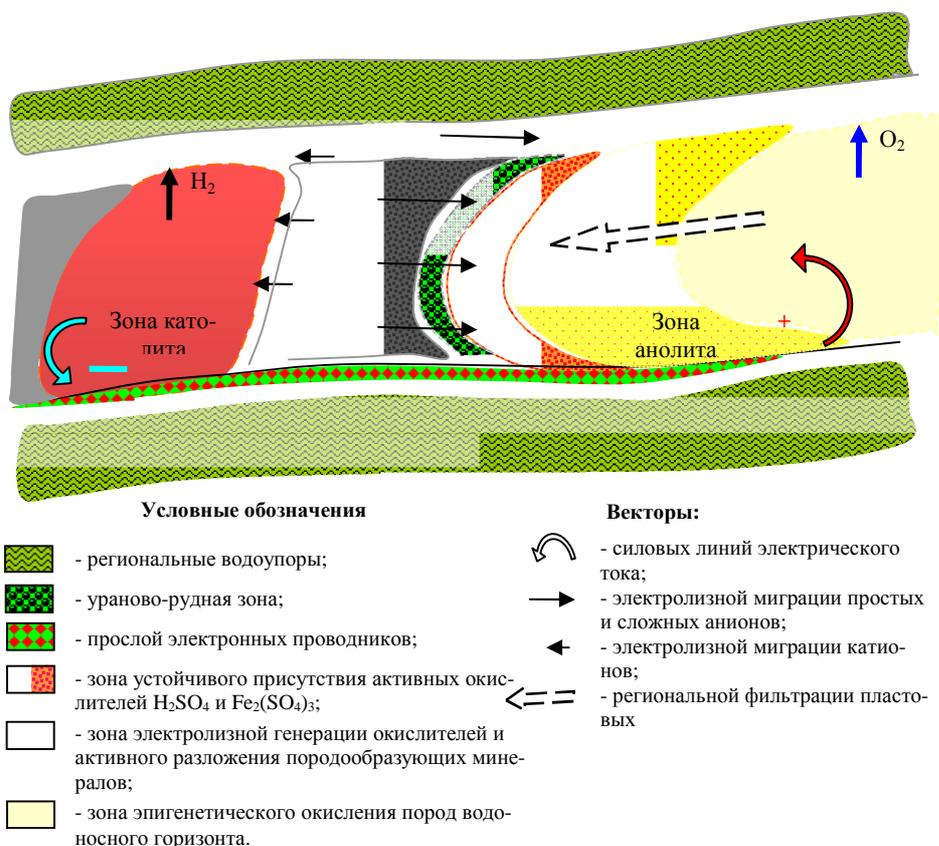


Рис. 3. Электрогеохимическая модель образования месторождений урана песчаникового типа

кислотности.

Поскольку поступление железа извне к границе ЗПО в форме $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ (активного окислителя четырехвалентного урана), например, из нейтральной среды в окислительную, за счет диффузионной миграции, и из эпигенетически окисленных пород, за счет фильтрации, в принципе невозможно, т.к. этой короткоживущей формы железа там нет, то приходим к следующему выводу.

С позиций электрогеохимии вторичная красноцветность песчаных пород может иметь двоякую природу. В одних случаях это отображение щелочной среды, соответствующей зоне католита природного гальванического элемента, в других это переходная зона от анолита к нейтральной среде в сторону католита.

Первые - это так называемые «пузыри» среди сероцветов. Вторые могут быть разнообразными по занимаемым ими объемам переходными зонами красноцветов от окисленных пород к сероцветам. Возможны «пузыри» красноцветов и среди окисленных пород. Предположительно они соответствуют объемам геологической среды подверженному воздействию «догорающих» природных гальванических элементов в тылу ЗПО.

В таких условиях урановая минерализация окаймляет объем красноцветного «пузыря» и понижает его по слоистости. Очевидно, состав и соотношение минеральных форм нахождения породообразующих элементов в зоне католита и анолита будут различными, благодаря чему возможна корректная диагностика (разбраковка) природы этих зон.

Следует отметить, что согласно диаграммам Р. Гаррелса [4], в щелочной среде, могут существовать специфические условия, благоприятные для нахождения урана и радия в подвижной форме, но миграционная активность их различная. Тогда их катионы в процессе миграции под действием электрических сил могут накапливаться в зоны католита и осаждаться каждый на своем геохимическом барьере, т.е. в отрыве друг от друга. В этом случае не все радиоактивные аномалии будут связаны с аккумуляциями урана, т.е. выявление урановых руд с помощью гамма-каротажа затруднено. Способами их корректного выконтуривания являются каротаж нейтронов деления (КНДм) и лабораторный анализ керновых проб на уран и радий.

В зоне анолита (в кислой среде) радий слабо подвижен и образует остаточные радиевые ореолы по контакту с электронным проводником на периферии урановых рудных тел со стороны окисленных пород (рис. 1). Такие ореолы могут быть отбракованы при совместной интерпретации данных геологической документации керна, гамма-каротажа, редокс-каротажа и радиометрического опробования керна.

Можно предположить, что на площадях, где русловые фации отлагались в условиях спокойного течения древних рек, с образованием протяженных площадных зон накопления донных осадков, последние должны иметь большую мощность, но слабо обогащены тяжелой фракцией. В таких условиях зона католита слабо выражена, и она находится на большом удалении от границы выклинивания ЗПО, т.е. за пределами площади ее детализации бурением в процессе поисково-разведочных работ.

Зоны накопления донных осадков в горных и предгорных частях русел менее масштабные по занимаемым ими площадям, но более контрастно обогащены тяжелой фракцией. Соответственно зоны католита и анолита в объеме геологической среды могут быть сближены, а сами природные гальванические элементы высокоактивны. Вероятно поэтому на месторождениях южной группы Притяньшаньской ураново-рудной мегапровинции (Южное рудоуправление НГМК), находящихся в обрамлении Зиаэтдин-Зирабулакских гор, поисковым бурением нередко выявляются «пузыри» красноцветов и «останцовые» рудные залежи, а содержание урана в рудах достигает $n=0,1\%$, что не свойственно месторождениям центральной группы, выявленным, в Каракатинской впадине (Пятое рудоуправление НГМК).

«Мусорные фации», образующиеся в надпойменных террасах палеорусел и питающих их водотоков, изначально обогащены растительным детритом и дисульфидами железа.

Те и другие имеют электронную проводимость и обладают высокой восстановительной емкостью по отношению к ионам уранила. Поэтому уран в них сохраняется, в так называемых «останцовых» рудных залежах, несмотря на глубокую проработку водоносного горизонта кислородсодержащими растворами.

Следует отметить, что все месторождения южной и центральной группы, из числа выявленных в отложениях мела, закономерно вложены в палеорусло Нура-Дарьи, ее рукавов и притоков, которые отображены на литолого-палеогеографических картах позднего турона и коньяк-сантона, входящих в комплект альбома карт «Атлас».

Учитывая изложенное выше, приходим к выводу, что назрела необходимость в переосмыслении инфильтрационной теории рудогенеза, с целью нахождения дополнительных поисковых признаков, снимающих ограничения на выявление перспективных площадей на значительном удалении от ЗПО и позволяющих более целенаправленно проводить поисковые работы в их пределах.

В середине 50-х годов XX века Попов В.И. предложил методику фациально-палеогеографического картирования ландшафтов мезо-кайнозоя Централь-

ных Кызылкумов с позиций динамического стадийного принципа разделения фаций [5].

Эта методика ориентирована на картирование волноприбойных и течениевых зон в шельфе мелководного моря, а также палеорусел и русел временных водотоков, теоретически благоприятных (перспективных) для накопления донных осадков, обогащенных тяжелой фракцией, и надпойменных террас, сложенных аллювием, обогащенным растительным детритом и «мусорными» фациями. Главным продолжателем идей проф. Попова В.И., среди сотрудников ГПП «Кизилтепагеология», был его ученик - Тараборин Г.В., который уделял большое внимание картированию русловых фаций, характеру их залегания и минеральному составу, а также фациальному контролю местоположения урановорудных залежей [6]. Однако эта методика не нашла должного осмысления и применения на практике поиска месторождений урана песчаникового типа. Геологи-уранщики до сих пор продолжают пользоваться в основном всего лишь одним, весьма простым и эффективным поисковым признаком - сменной окраски пород на границе выклинивания ЗПО. Однако, известно, что Центральные Кызылкумы испытали многократные периоды регрессии и трансгрессии моря. Вследствие этого в пределах

палеорусел, их притоков и русел временных водотоков, а также в волноприбойной и течениевой зонах шельфа мелководного моря, в толщах мелпалеогена могут находиться ландшафтно-геохимические структуры перспективные на захороненные вторичным восстановлением («слепые») или «останцовые» (в тылу современной границы выклинивания ЗПО) урановые руды.

В этой связи предлагается.

Первое. На основе методики Попова В.И. пересмотреть литолого-фациальные карты мела и палеогена, имеющиеся на территорию Центральных Кызылкумов.

Разработать методику обработки геолого-геофизической информации, с целью построения погоризонтных (от мела до неоген-четвертичных отложений) ландшафтно-геохимических карт и разрезов, специализированных на выявление геохимических ландшафтов (структур), перспективных для образования рудных полезных ископаемых наложенного типа.

Второе. Провести ревизию гамма-аномалий, выявленных по линии массовых поисков, но забракованных как бесперспективные с позиций инфльтрационной теории уранового рудогенеза.

Список литературы:

1. Б.Н. Ласкорин, Н.М. Смирнова, Ю.С. Мишукова. Перенос урана при электродиализе сернокислых растворов уранила. Химия урана под ред. акад. Б.Н. Ласкорина, стр. 101-104, «Наука», М., 1981.
2. С.С. Смирнов. Зона окисления сульфидных месторождений, АН СССР, Москва-Ленинград, 1965 г., изд. 3.
3. Т.Я. Демина. Гидрогенное рудообразование в формациях покрова и особенности природных обстановок рудоотложения. Узбекский геологический журнал №2, стр. 66-75, 1996, Ташкент, Изд. «ФАН» АН РУз.
4. Л.С. Евсеева, А.И. Перельман. Геохимия урана в зоне гипергенеза. Госатомиздат, М., 1962.
5. Материалы совещания по методике фациально-палеогеографического картирования кайнозойских и мезозойских осадочных формаций. Изд. САГУ, Ташкент, 1957 г.
6. Г.В. Тараборин, Д.Г. Тараборин. Литолого-фациальные и палеогеографические условия районов размещения экзогенных месторождений урана Узбекистана. Узбекский геологический журнал №2, стр. 77-87, 1996, Ташкент, Изд. «ФАН» АН РУз.

УДК 622

© Бекбаев Г.К., Белевич С.В. 2007 г.

ГЕОДЕЗИЧЕСКАЯ СЕТЬ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН И ЕЕ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРИБОРОВ СПУТНИКОВОГО ПОЗИЦИОНИРОВАНИЯ

Бекбаев Г.К., директор Самаркандского аэро-геодезического предприятия; **Белевич С.В.**, начальник отдела геодезии Государственного комитета РУз по земельным ресурсам, геодезии, картографии и государственному кадастру

Геодезическая основа на территории Республики Узбекистан реализована в виде государственной геодезической сети (ГГС), являющейся носителем государственной системы геодезических координат. ГГС представляет собой совокупность геодезических пунктов в общей для них системе

геодезических координат, закрепленных на местности специальными центрами, обеспечивающими их долговременную сохранность и устойчивость.

Государственная геодезическая сеть предназначена для решения задач, имеющих практическое и научное значение.

Существующая государственная геодезическая сеть (плановая основа) и государственная нивелирная сеть (высотная основа) Республики Узбекистан являются фрагментом общей ГГС на территории Содружества Независимых Государств (СНГ).

Государственная спутниковая геодезическая сеть (ГСГС) по своей структуре формируется по принципу перехода от общего к частному и создается с использованием спутниковых радионавигационных систем NAVSTAR GPS (США) и ГЛОНАСС (Россия), а также других методов космической геодезии. В ходе совершенствования национальной геодезической сети предусмотрено создание:

- системы референчных геодезических пунктов (РГП);
- спутниковой геодезической сети 0-го класса (ГСГС-0);
- спутниковой геодезической сети 1-го класса (ГСГС-1).

Положение пунктов ГГСГС определяется в двух системах координат - общеземной и референчной. Между обеими системами устанавливается связь, определяемая параметрами взаимного перехода.

В качестве общеземной системы координат принимается пространственная общеземная система координат ITRF, являющаяся реализацией системы координат WGS-84 на определенную эпоху. Порядок введения общеземной системы координат на территории Республики Узбекистан будет определен соответствующими нормативными актами.

Референчные геодезические пункты по режиму работы подразделяются на постоянно действующие (активные) и периодически определяемые (пассивные) пункты.

Система РГП Республики Узбекистан, состоящая из 4 пунктов, предназначена для закрепления пространственной общеземной системы координат ITRF непосредственно на ее территории. Она является исходной основой для развития геодезических сетей последующих классов и поддержания их на необходимом уровне точности. Сеть представляет собой пространственное построение со средними расстояниями между смежными пунктами 500-800 км. Размещение РГП выполнено с учетом требования равномерного распределения по всей территории республики и максимальной реализации возложенных на нее функций.

Каждый РГП связан непосредственными измерениями не менее чем с тремя исходными пунктами (по нашей просьбе в ходе наблюдений 1 цикла в 2005 г. включены РГП, расположенные в России) и со всеми смежными РГП на территории Республики Узбекистан.

Пространственное положение РГП определяется в общеземной системе координат относительно

центра масс Земли с наивысшей достижимой точностью, обеспечиваемой применением современных приборов и методов измерений.

Закладка центров и постройка знаков выполнялись по фундаментальному типу в соответствии с утвержденными проектами. Обеспечена термоизоляция несущей конструкции. Высота наружных знаков (пилонов) 9-12 метров. В грани пилона заложены нивелирные реперы для слежения за изменениями знака в вертикальной и горизонтальной плоскостях. В них зацементированы приспособления для подъема к верхнему срезу пилона и устройство для принудительного центрирования оборудования. В радиусе до 500 м заложены три контрольных репера-спутника по типу фундаментального репера. Нивелированием II класса осуществлена привязка к Государственной нивелирной сети. На всех пунктах установлены антенны «Chock-ring» 701945 S-M и спутниковые приемники ZFX CORS фирмы «ASHTECH». Период наблюдений - 62 дня. Частота записи сигналов - 30 сек. Приборы работали непрерывно.

Привязка контрольных реперов осуществлена двумя сессиями приемниками Z-XII фирмы «ASHTECH»: первая сессия 2 ч, вторая тоже 2 ч, но через одни сутки плюс 2 ч.

Спутниковая геодезическая сеть 0-го класса предназначена для распространения общеземной системы координат на всю территорию республики и определения параметров перехода между общеземной и референчной системами координат. ГСГС-0, наряду с РГП, служит исходной основой для развития геодезических сетей последующих классов. Она представляет собой опирающееся на РГП пространственное геодезическое построение, состоящее из 15 пунктов, равномерно распределенных по территории страны, со средними расстояниями между ними 100-300 км. Каждый пункт ГСГС-0 связан одновременными измерениями со всеми смежными пунктами ГСГС-0 в группе наблюдения и не менее чем с двумя РГП, обеспечен связью с существующей Астрономо-геодезической сетью (АГС) на пунктах Лапласа и/или 1, 2 классов. Нивелированием II класса осуществлена привязка к Государственной нивелирной сети. Закладка центров выполнялась по типу фундаментального репера в соответствии с требованиями инструкции. Высота наружных знаков (туров) - 1,2 м. Наружное оформление выполнено в виде окопки, установлены 4 охранных столба. В радиусе до 500 м также заложены три контрольных репера-спутника по типу фундаментального репера.

Всего в наблюдениях использовались 4 спутниковых приемника Z SURVEY фирмы «ASHTECH» с антеннами «Chock-ring» AT-504. Чтобы осмотреть все 15 пунктов ГСГС-0 осуществлено 8 переездов бригад или 8 сеансов. Период наблюдений на каж-

дом пункте во время одного сеанса - 72 ч. Частота записи сигналов - 30 сек. Приборы работали непрерывно. Одновременно выполнялись привязочные работы. Привязка контрольных реперов осуществлялась также как на РГП. Привязка к Государственной геодезической сети, как правило, производилась на четырех пунктах. В ходе нее использовались 3 спутниковых приемника Z SURVEY фирмы «ASHTECH», антенны - геодезические. Период наблюдений - 4 ч. Затем перестановка приемника с одного из пунктов на другой и через сутки снова сессия с протяженностью 4 ч. Частота записи сигналов - 30 сек.

В настоящее время выполнено предварительное уравнивание сети по программе WINPRIZM и начаты наблюдения 2 цикла, в ходе которого измерения будут производиться только на пунктах РГП и СГС-0 без привязочных работ. Схема наблюдений аналогична 1 циклу и пройдет примерно в тот же период времени года.

Построение спутниковой геодезической сети 1-го класса - это работа ближайшего будущего. Она предназначена для обеспечения оптимальных

условий применения спутниковых средств измерений и максимальной реализации их возможностей и представляет собой геодезическое построение, состоящее из системы удобных и легко доступных для практического использования пунктов.

СГС-1 будет строиться отдельными фрагментами, включающими в себя все пункты СГС-0 и РГП, находящиеся в пределах создаваемого фрагмента. Очередность построения фрагментов СГС-1 и их границы определяются экономическими, хозяйственными и производственными потребностями регионов.

Существующие АГС и ГСС (1, 2, 3 и 4 классов) в новой структуре ГГС являются геодезическими сетями сгущения, обеспечивающими необходимую плотность пунктов для выполнения картографических, инженерных и других видов геодезических работ.

Наблюдения на пунктах указанных сетей не производятся, однако, дополнительное сгущение или повторное определение пунктов существующей АГС и ГСС может выполняться в определенных случаях.

Список литературы:

1. Основные положения о построении геодезической сети Республики Узбекистан (спутниковая геодезическая сеть). Издание официальное. ГККИНП-01-039-01, Ташкент, 2001 г. - 19 с.
2. Руководящий технический материал по построению государственной спутниковой геодезической сети 1-го класса с применением спутниковых навигационных систем. Издание официальное. ГККИНП-01-024-99, Ташкент, 1999 г. - 52 с.
3. Руководящий технический материал по применению геодезических спутниковых приемников при создании и реконструкции сетей сгущения, ГККИНП-01-014-98, Ташкент, 1998 г. - 48 с.
4. Руководящий технический материал. Общие технические требования к геодезическим полигонам для метрологической аттестации геодезических приборов. ГККИНП-19-078-03, Ташкент, 2003 г. - 22 с.

УДК 622

© Мальгин О.Н., Лильбок Л.А., Акиньшина Г.И. 2007 г.

ИЗУЧЕНИЕ GEOTEKNOLOGIЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ КЫЗЫЛКУМСКОЙ ПРОВИНЦИИ

Мальгин О.Н., зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук; Лильбок Л.А., начальник лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; Акиньшина Г.И., руководитель группы ЦНИЛ НГМК

Стабильность работы перерабатывающих производств зависит от степени изученности технологических свойств руд, вовлекаемых в переработку. По мере развития горных работ технологические свойства руд отдельных участков и залежей месторождений зачастую изменяются не в лучшую сторону, что приводит к ухудшению технико-экономических показателей работы гидromеталлургических заводов (ГМЗ) Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК), перерабатывающих урановые и золотосодержащие руды.

Исследования, проведенные на пробах золотосодержащих руд карьера Мурунтау показали, что

они отличаются химическим составом, уровнем вскрытия золота, расходом цианистого натрия. Так, в пробах руды горизонта +460 м извлечение золота из руды составило 95-98% при расходе цианистого натрия 1,3 кг/т, в пробах руды горизонта +480 м извлечение изменялось от 87 до 92% при расходе цианистого натрия 0,4 - 0,63 кг/т.

Первоначально песчано-глинистые урансодержащие руды месторождения Учкудук сравнительно легко выщелачивались слабыми растворами серной кислоты, но по мере вовлечения в отработку новых залежей извлечение урана снизилось, увеличился расход серной кислоты.

В связи с этим возникла необходимость разработки и внедрения научно-технических методов, направленных на изучение геотехнологических свойств и особенностей различных типов руд, их типизацию и селективную добычу, а также разработку оптимальной технологии их переработки.

Актуальность решения этой задачи обусловлена необходимостью снижения затрат на производство урана, золота, других полезных ископаемых месторождений Кызылкумской провинции.

Работы по этой тематике проводятся в Центральной научно-исследовательской лаборатории (ЦНИЛ) с привлечением специалистов Центральных заводских лабораторий (ЦЗЛ) рудоуправлений, гидрометаллургических заводов и опытного цеха № 1. В работе принимают участие горняки, геологи, минералоги, технологи, аналитики, что определило комплексный подход к выполнению исследований.

Для достижения поставленной цели проведен информационный поиск по отечественным и зарубежным материалам. Изучен опыт Иркутского научно-исследовательского института благородных и редких металлов и алмазов, Всесоюзного научно-исследовательского института химической технологии.

Разработаны и апробированы методики: отбора геологических проб, геолого-минералогических исследований, определения технологических свойств руд в лабораторных (вес пробы 200-500 кг) и полупромышленных условиях в опытном цехе (вес пробы 350-400 т). Методика определения технологических свойств руд моделирует заводской технологический процесс с доверительной вероятностью 96%.

Комплекс методик, подчиненных единой цели, получил название - метод геотехнологической паспортизации руд. На месторождении Учкудук изучены геотехнологические особенности руд, добываемых на открытых и подземных горных работах.

Последние годы добыча урана в НГМК осуществляется только способом скважинного подземного выщелачивания, тем не менее, опыт паспортизации урановых руд представляет научный и практический интерес и в настоящее время.

Установлено, что руды карьера № 13 различаются по гранулометрическому, минералогическому и литологическому составу, уровню вскрытия урана, расходу серной кислоты. На этом карьере выделено два типа руд – высококарбонатные и низкокарбонатные.

Высококарбонатные руды имеют сложную полиморфную смесь карбонатов в форме сидерита, урановая минерализация представлена чернями. Переработка этих руд в режиме $pH=1,5-1,7$ и окислительно-восстановительном потенциале (ОВП) равном 500 мВ позволяет снизить расход серной кислоты со 100 кг/т до 60 кг/т и сохранить извлечение урана на высоком уровне.

Низкокарбонатные руды легко вскрываются по действующей кислотной-сорбционной схеме ГМЗ-1 при расходе серной кислоты 38-40 кг/т.

При изучении проб руды карьера № 7 выявлено различие технологических свойств в отработываемых залежах 22 и 22 а. Руды залежи 22 а отличаются упорностью. Установлено, что замедленную кинетику выщелачивания имеют свежедобытые руды с обводненных участков. Повышение кинетики выщелачивания дает «вылеживание» руды на воздухе.

Руды 36 залежи карьера № 6 проявили при переработке значительную упорность, извлечение урана составило 80-85%, в то время как легковскрываемые руды имеют извлечение 96-97%.

Для исследованных типов руд разработаны методы и приемы извлечения урана с минимальными затратами по действующей песковой кислотной-сорбционной схеме ГМЗ-1. Для переработки упорных руд разработана двухстадийная схема сорбционного выщелачивания при ОВП равном 500-550 мВ. Эффективность использования пирролизита повышена его измельчением на отдельном узле до оптимальной крупности и подачей отдельно на выщелачивание песковой и иловой фракций.

Геотехнологическое изучение руд месторождений Учкудук позволило обеспечить наибольшее извлечение урана при минимальных расходах серной кислоты, обосновать и внедрить комплекс мероприятий:

- выделение типов руд, отличающихся по извлечению урана, расходу серной кислоты и другим признакам;
- своевременный дренаж рудных залежей и контакт их с воздухом в условиях карьера;
- селективная выемка различных типов руд и раздельное складирование их на промежуточных рудных складах;
- «вылеживание» упорных сортов руд в рудных складах продолжительностью до 3 месяцев;
- шихтовка руд по сортам в зависимости от их технологических свойств;
- составление плана отгрузки руды с учетом содержания и технологичности переработки;
- погрузка упорных и легковскрываемых руд в разные железнодорожные вагоны;
- применение в заводских условиях рекомендованных режимов выщелачивания для разных типов руд или их шихты.

Выполненные исследования и рекомендации легли в основу создания АСУТП при переработке ураносодержащих руд на гидрометаллургическом заводе № 1, что позволило получить значительный экономический эффект.

Метод геотехнологической паспортизации руд использован при изучении технологических свойств золотосодержащих руд месторождений Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау.

Таблица

Геотехнологические особенности руд месторождения Кокпатас (вес пробы 400 т)

Показатели	Участок отбора проб руды, № пробы руды							
	Южный-1			Юго-Восточный		Придо- рожный	Силь- фидный	Кара- шохо-1
	№65	№80	№86	№93	№101	№87	№88	№91
Характеристика исходной руды:								
Au, г/т	2,240	5,14	3,39	3,09	1,50	2,68	1,94	1,86
Ss, %	2,410	2,80	1,70	2,20	1,60	3,40	1,10	2,00
As, %	0,154	1,28	0,87	0,84	0,44	1,80	0,54	0,40
Извлечение золота по схеме прямого цианирования, %	20,0	29,4	26,5	33,0	35,3	33,3	40,0	33,0
Показатели флотационно-сорбционной схемы. Выход флотоконцентрата, %	14,40	16,40	10,53	8,80	6,40	14,30	7,60	7,80
Содержание золота в хвостах флотации, г/т	0,46	1,30	1,10	1,20	0,68	0,80	0,73	0,53
Состав флотоконцентрата:								
Au, г/т	13,42	25,17	25,10	21,90	17,60	15,20	20,80	17,96
Ss, %	13,50	15,25	14,90	21,00	17,80	20,80	13,50	17,00
As, %	1,76	4,94	3,67	5,72	4,20	7,75	4,36	2,70
Извлечение золота по флотационно-сорбционной схеме, %	81,50	84,40	84,30	77,2	81,60	83,90	83,90	79,30

Результаты геотехнологических исследований сульфидных руд из различных участков месторождения Кокпатас представлены в табл.

На месторождении Мурунтау изучено 14 проб руды с различных горизонтов карьера от +464 до +592,5 м и одна проба из шахты Мурунтау. Определен химический, минералогический состав, гравитационная обогатимость, извлечение золота из хвостов гравитации и исходной руды. Установлены формы нахождения золота в исходной руде и продуктах переработки. Выделено 4 типа руд:

- 1 тип руды приурочен к нижней рудовмещающей толще. В рудах преимущественно распространены хлорит-серицит-кварцевые, серицит-хлорит-кварцевые и хлорит-серицитовые сланцы в разной степени ороговикованные, метасоматически измененные и окварцованные; руды убого сульфидные (серы сульфидной менее 0,2%), содержат значительное количество мышьяка (около 0,5%), подавляющая часть которого находится в окисленной форме.

Руды характеризуются сравнительно небольшим содержанием. Золото тонкое, ассоциировано с кварцем и может быть извлечено сорбционным цианированием без гравитации. Цианпоглощение 0,3 – 0,4 кг/т;

- 2 тип руд находится в верхней рудовмещающей толще. В рудах преимущественно распространены углеродистые и полевошпатовые-кварцевые алевролиты и песчаники. Содержание серы сульфидной – 0,6%. В основном пирит с частичным замещением марказитом и пирротинном. Содержание мышьяка (0,1 – 0,15%). Золото различной крупно-

сти от 0,5 мм в кварце и до эмульсионных включений в пирите, арсенопирите. Причем сульфиды не всегда золотосодержащие. Руда требует обязательного гравитационного обогащения. Цианпоглощение 1,0 – 1,3 кг/т;

- 3 тип – располагается на северной части границы раздела рудовмещающих толщ. В рудах 3 типа преимущественно распространены углеродистые полевошпатовые кварцевые алевролиты и песчаники, переслаивающиеся с углеродисто-сланцевыми и углеродисто-глинистыми сланцами. Содержание серы сульфидной в рудах колеблется от 0,02 до 0,5%,

мышьяка от 0,5% до полного отсутствия. Крупность золота от 0,25 мм и тоньше. Золото ассоциировано с кварцем, сланцами, иногда с сульфидами. Схема извлечения - гравитационно-сорбционная. Цианпоглощение 1,0 – 1,5 кг/т;

- 4 тип руды приурочен к мощному северо-восточному разлому. Руды характеризуются соотношением глинистого, углеродистого и слюдяного материала, переменной сульфидностью от 0,06% до 0,5%. Содержание мышьяка колеблется от 0,1 до 0,4%. Золото ассоциировано с кварцем, сланцами, сульфидами. Крупность золота различна.

Указанные типы руд требуют различного технологического подхода для снижения потерь золота, снижения расхода цианистого натрия и полиакриламида.

Разработаны рекомендации по переработке каждого типа руд. В частности, руды 1 типа рекомендуется перерабатывать по существующей схеме без предварительной подготовки. Руды 2 и 3 типа рекомендуется перерабатывать через промежуточный склад для «вылеживания» руды. 4 тип руды «вылеживать» не рекомендуется, т.к. ухудшаются показатели по сгущению пульпы.

Геотехнологическая паспортизация по 6 пробам руды, отобранной из шахты «Мурунтау» (горизонт +78), показала, что руда относится к категории легкоскрываемых (извлечение в среднем 96,3%), но расход цианистого натрия на 30% больше, чем для руд карьера Мурунтау.

Результаты исследований в виде научно-исследовательского отчета и методик геотехнологических исследований переданы на ГМЗ-2.

Практическая реализация разработанного метода паспортизации руд позволила стабильно осуществлять процесс извлечения золота из руд месторождения Мурунтау в экономически выгодном режиме.

Геотехнологическая паспортизация руд месторождений Кокпатас позволила выделить три основных типа руды:

- 1 тип - окисленные руды;
- 2 тип - смешанные руды;
- 3 тип - сульфидные руды.

Окисленные и смешанные руды перерабатываются на ГМЗ-3 по схеме прямого сорбционного цианирования. Сульфидные руды планируется перерабатывать по флотационно-биооксидно-сорбционной технологии.

Из табл. видно, что руды различаются содержанием золота (2-5 г/т), серы (1-3%), мышьяка (0,15-1,8%) и извлечением золота по схеме прямого цианирования и по флотационно-сорбционной схеме.

Разработанный в ЦНИЛ метод геотехнологической паспортизации руд использован при изучении уран-ванадиевых руд месторождений Ходжихмет и Рудное. На месторождении Ходжихмет пробы отобраны из 15 различных участков. Установлено, что руды значительно отличаются по содержанию урана, ванадия, сопутствующих элементов. Руды

технологически упорны и требуют специальных методов извлечения, в частности новых ионообменных смол, пригодных для разделения комплекса элементов. Была установлена особенность участка Алисай - повышенное содержание марганца. Это послужило основанием для разработки различных схем использования марганца, в частности железомарганцевые руды участка Алисай используются в качестве окислителя вместо дорогостоящего пиролюзита при переработке урановых руд со значительным экономическим эффектом.

С использованием разработанного метода геотехнологической паспортизации руд изучены:

- фосфоритовые руды Джерой-Сардаринского месторождения. Совместно с Самаркандским суперфосфатным заводом разработана технология получения аммофоса;
- золотосеребряные руды месторождений Высокосольное, Окжетпес, Космоначи, Косчека;
- золотосодержащие руды месторождений Марджанбулак, Аджибугут, Чармитан, Гужумсай.

Таким образом, разработанный в ЦНИЛ метод геотехнологической паспортизации руд используется при паспортизации руд месторождений Кызылкумской провинции, и позволяет осуществлять процесс извлечения золота и других элементов на гидрометаллургических заводах НГМК в наиболее экономичном режиме.

УДК 622

© Сытенков В.Н., Кадыров А.А., Бибиб И.П. 2007 г.

К РАЗРАБОТКЕ КОНЦЕПТУАЛЬНЫХ ОСНОВ СТРАТЕГИИ РАЗВИТИЯ КЫЗЫЛКУМСКОГО РЕГИОНА НА ОСНОВЕ СИСТЕМНОГО ПОДХОДА К ИСПОЛЬЗОВАНИЮ ИНТЕГРАЛЬНОГО РЕСУРСА

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Кадыров А.А.**, директор межотраслевого Центра стратегических инноваций и информатизации, докт. техн. наук, профессор; **Бибиб И.П.**, зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Переход Узбекистана к рыночной системе хозяйствования вызвал необходимость детального изучения практики экономической деятельности предприятий в изменившихся условиях [1-8]. В первую очередь это касается минерально-сырьевой отрасли, которая в современной экономике многих государств занимает базовое место. Каждый объект минерально-сырьевой отрасли с собственным интегральным ресурсом 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. Так, условия, обеспечивающие формирование механизма устойчивого развития горно-промышленного комплекса (ГПК) в современных условиях, представляют трехуровневую систему «государство – регион – горно-перерабатывающий объект

(ГПО)» (рис.).

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. 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. 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. В результате наступает необходимость принятия решения о дальнейшей судьбе горно-промышленного комплекса, подготовка к которому должна вестись заблаговременно.

Поэтому, исследования в области концептуальных основ стратегии развития Кызылкумского региона на основе системного подхода к использованию интегрального ресурса, обусловленные вопросами стратегического анализа и прогнозирования в связи с естественным сокращением объемов горных работ на базовых месторождениях в Кызылкумском регионе актуальны.

Отметим, что с научной точки зрения рассматриваемая в статье проблема является междисциплинарной проблемой, требующей на различных

этапах ее решения симбиоза горняков, геологов, экономистов; ученых и специалистов в области системного анализа и управления сложными (большими) системами, исследования операций, математического и компьютерного моделирования и других.

Создание математических моделей и компьютерного моделирования стратегического развития Кызылкумского региона позволит определить рациональные параметры использования интегрального ресурса, выработать на их основе документ, регулирующий реализацию выбранной стратегии развития в соответствии с государственными приоритетами.

Анализ проблемы

Кызылкумский регион занимает около 40% территории Узбекистана. До начала промышленного освоения его минерально-сырьевых ресурсов основной сферой деятельности региона было животноводство.

Освоение минерально-сырьевых ресурсов региона начиналось в 1958 г. на фоне отсутствия коммуникаций, а также дефицита воды, материальных и людских ресурсов. Для освоения этих ресурсов был создан Навоийский горно-металлургический комбинат, площадь интересов которого охватывает практически весь Кызылкумский регион. С его возникновением возникли города, появились промышленные объекты горно-перерабатывающего комплекса, транспортные, энергетические коммуникации.

Анализ развития промышленной и социальной инфраструктуры позволит оценить доступность тех районов региона, которые представляют интерес для промышленного освоения, а также выявить районы, в которых целесообразность занятия животноводством сохранится на обозримый период.

В Кызылкумском регионе сосредоточены практически все подтвержденные, оцененные и прогнозные запасы урана, зернистых фосфоритов, горючих сланцев и большая часть запасов золота. Также выявлены значительные запасы сырья для производства строительных материалов, стекльной и лакокрасочной промышленности. Современные представления о геологическом строении региона позволяют сегодня уверенно выделить семь характерных рудных элементов: уран, золото, серебро, вольфрам, медь, олово, полиметаллы.

Месторождения урана и золота, составляющие основу валового продукта региона, разрабатываются уже на протяжении 40-50 лет. Часть

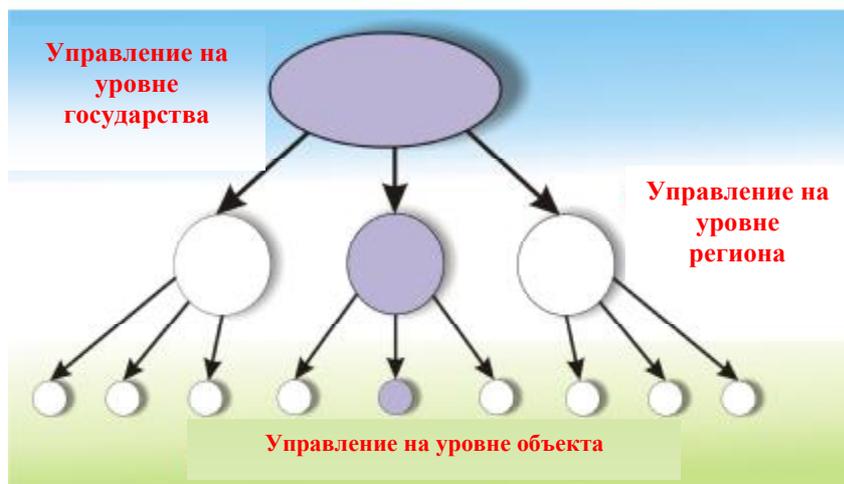


Рис. Схема природно-промышленной системы «Государство-регион-ГПО»

из них уже отработана, часть интенсивно разрабатывается, часть намечена к отработке. Графики отработки этих месторождений позволяют достаточно точно определить время выбытия их из эксплуатации, что повлечет за собой неминуемое падение производства товарной продукции. Поэтому возникает проблема своевременного принятия компенсирующих мер, предусматривающих замену выбывающих месторождений месторождениями других полезных ископаемых.

Предпосылки для такой замены имеются. Они базируются на возможности освоения новых видов минерального сырья, что потребует не только создания новых, но и конверсии существующих производств. Может быть, новое сырье и не такое престижное, как золото, но для региона, по сути дела, не имеет принципиального значения, каким путем будет произведена замена – за счет освоения месторождений золота, серебра, фосфоритов, урана или песка и глины.

Для реализации имеющихся предпосылок к сохранению интегрального ресурса региона требуется осознание неизбежности уже в обозримом будущем сокращения объемов производства, ориентированного на освоение месторождений золота, и - необходимости принятия решения о дальнейшем развитии региона на основе государственных приоритетов в освоении минеральных ресурсов с разработкой соответствующей стратегии.

Горно-перерабатывающая промышленность на основе гидрометаллургических процессов требует значительного количества воды и электрической энергии. Сегодня обеспечение региона водой осуществляется в основном за счет водных ресурсов реки Аму-Дарья и лишь относительно небольшая часть – за счет подземных бассейнов.

Однако прогнозы метеорологов по основному источнику питания Аму-Дарьи неутешительны, поскольку площади ледников интенсивно сокращаются. Поэтому, здесь следует выполнить анализ водопотребления на основе прогноза изменения речного стока во времени и пространстве, предусмотрев возможные источники его компенсации за счет: интенсификации использования подземных вод; вовлечения в промышленный оборот сбросных вод, заполнивших Айдаро-Арнасайскую впадину; замены «мокрых» методов обогащения на «сухие» методы, что вполне закономерно для условий пустыни.

Возможности энергетической системы Кызылкумского региона использованы практически полностью. Поэтому в этой области требуется поиск таких технологий горно-перерабатывающего производства, которые, по крайней мере, не потребуют дополнительных энергетических ресурсов.

Пустыни должны рассматриваться с точки зрения среды обитания человека. Поэтому экологиче-

ское влияние промышленного производства на окружающую среду должно управляться. Для этого в горно-перерабатывающей промышленности должны быть разработаны методы и средства управления, обеспечивающие минимизацию нарушений земной поверхности, рекультивацию хранилищ отходов переработки, уменьшение потерь и потребления воды, повышение использования ресурсного потенциала месторождений.

Появление в регионе промышленных предприятий и городов оказало существенное влияние на миграцию населения. Такая миграция решает проблемы промышленного производства, но имеет два отрицательных аспекта, связанные с ростом численности городов и влиянием на животноводство.

Первый аспект обусловлен тем, что промышленные предприятия горно-перерабатывающего профиля требуют в основном мужской рабочей силы и может предложить ограниченное количество рабочих мест. В результате рост населения городов опережает потребность предприятий в рабочей силе, которая к тому же со временем может существенно уменьшиться.

Второй аспект обусловлен тем, что города «втягивают» в себя население прилегающих районов, ограничивая тем самым возможности развития в них сельского хозяйства.

Оба этих аспекта порождают необходимость в определении тенденции и прогноза развития демографической ситуации в промышленных и непромышленных районах региона. Такой прогноз должен быть состыкован с развитием промышленной и социальной сферы региона с тем, чтобы выработать корректирующие меры.

Практика решения проблем регионального развития в странах дальнего зарубежья базируется на конверсии и диверсификации горно-перерабатывающего производства, которые проводятся на основе использования финансовых ресурсов заблаговременно создаваемых траст-фондов. Эта практика требует анализа на применимость в условиях Узбекистана.

Опыт решения проблем регионального развития в странах с переходной экономикой накоплен в основном в России. Он достаточно широко начал освещаться в специальной литературе. Обобщение этого опыта позволит выработать рациональную стратегию инвестиционной деятельности для регионов с базовой ролью минерально-сырьевой отрасли.

Определение влияния природных, технических, социальных и экономических факторов на развитие региона предусматривает выделение факторов, способствующих решению проблем региона, и факторов, осложняющих эту задачу. Определение такого влияния предусматривается по каждому перспективному направлению развития региона,

связанному с производством продуктов животноводства и горно-перерабатывающего комплекса. Естественно, что при этом основное внимание будет уделено проблемам получения минеральных продуктов от освоения новых месторождений.

Значительное внимание предусматривается уделить влиянию экономических факторов на использование ресурсного потенциала месторождений.

По результатам этого раздела исследований по каждому перспективному минерально-сырьевому или с/хозяйственному направлению будут выделены факторы, способствующие или осложняющие развитие этого направления и региона в целом.

Разработка методов и средств компенсации влияния факторов, способствующих или осложняющих развитие региона, предусматривает обоснование необходимости проведения комплексных научно-исследовательских работ прикладного назначения на основе внутренних и внешних теоретических разработок. Такие исследования предполагается ориентировать на разработку новых и апробацию известных, но в практике СНГ не применявшихся механических и химических методов добычи полезных ископаемых без присутствия человека в выработанном пространстве, а также экологически безопасных физико-химических методов обогащения и переработки.

Оценка влияния экономических факторов позволит разработать экономические методы управления использованием ресурсного потенциала месторождений, что в конечном итоге обеспечит получение дополнительной минеральной продукции из некондиционного сырья, обеспечивая потребности не только внутреннего, но и внешнего рынка.

Следует отметить факторы внешнего и внутреннего происхождения.

К факторам внешнего происхождения в этом случае следует отнести потребность в минеральном продукте и его цена на мировом рынке, экономическая политика государств-импортеров минерального продукта, международный контроль производства определенных минеральных продуктов, доступность иностранного рынка капиталов, технологий, оборудования и т.п. Факторами внутреннего происхождения являются система налогообложения, наличие рабочей силы, доступность энергоносителей, наличие инфраструктуры, природно-климатические условия, требования природоохранного законодательства, инфляционные процессы, наличие внутреннего рынка капиталов, технологий, оборудования и т.п.

Условно среду природно-промышленной системы в минерально-сырьевой отрасли можно разделить на четыре иерархически взаимосвязанных уровня:

- внутреннюю среду технологического ядра в зоне непосредственного воздействия горно-перерабатывающего комплекса;

- социально-технологическую оболочку, формируемую в зоне опосредованного влияния технологического ядра;

- внутригосударственную социально-экономическую среду, целенаправленно создаваемую органами государственного управления для конкретного объекта минерально-сырьевой отрасли;

- политико-экономическую среду вокруг государства, целенаправленно создаваемую внешними экспортёрами и импортёрами минеральных продуктов.

Каждый уровень природно-промышленной системы стремится реализовать свои интересы, на пути поиска компромиссов между которыми лежит ее развитие.

Сущность функционирования такой 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.

Ограниченность минеральных ресурсов ориентирует государство, являющееся собственником недр, на бережное отношение к сырьевому потенциалу месторождений, включая отходы горного и перерабатывающего производств. Для этого должна быть разработана стратегия освоения ресурсов, опорным элементом которой является баланс ресурсов, определяющий источники получения и направления использования минерально-сырьевых продуктов. Не менее важным фактором при этом является увязка таких балансов с бюджетом государства и региона. Выбор направления освоения минерально-сырьевых ресурсов конкретизируется через приоритеты государства в этой отрасли, определяемые на основе анализа политических, экономических, социальных, экологических и других факторов. Выделенные приоритеты позволяют сформулировать стратегическую цель освоения

минерально-сырьевых ресурсов и определить задачи, решение которых обеспечивает ее достижение. Эти приоритеты могут ограничивать или, наоборот, расширять возможности пользователей недр при отработке месторождений и производстве минеральных продуктов. При этом появление новых или изменение статуса существующих приоритетов вполне закономерно, что должно найти отражение в освоении минеральных ресурсов через периодическую корректировку решаемых задач по мере продвижения от одного приоритета к другому.

Механизмом реализации выделенных приоритетов на государственном уровне является стратегия освоения минерально-сырьевых ресурсов, разрабатываемая для каждого вида полезного ископаемого на уровне государства и которая получает свое развитие в стратегиях регионального уровня и освоения отдельных месторождений.

При разработке стратегии освоения сырьевых ресурсов используется системный подход, что позволяет рационально распорядиться сырьевыми ресурсами, «проиграв» на основе объективной оценки условий различные сценарии их освоения.

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.

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 сосредоточения усилий на решении приоритетной задачи внутри региона.

При определении ресурсного потенциала региона учитываются месторождения природного и техногенного происхождения, а также перспективы образования последних при разработке месторождений.

Построение алгоритма выбора стратегии развития интегрального ресурса природно-промышленной системы требует системного подхода и включает последовательный ряд взаимосвязанных действий:

- анализ ситуации, в которой будет происходить освоение минерально-сырьевых ресурсов;
- разработка баланса минерально-сырьевых ресурсов;
- определение направления использования минерально-сырьевых продуктов;
- определение и ранжирование приоритетов в освоении минерально-сырьевых ресурсов;
- формулирование основной стратегической цели освоения ресурсов;
- постановка задач для достижения основной стратегической цели;
- разработка стратегии освоения минерально-сырьевых ресурсов;
- оценка факторов, мешающих реализации выбранной стратегии;
- разработка компенсационных мер, устраняющих влияние мешающих факторов;
- выбор основных проектных решений реализации разработанной стратегии.

Такой алгоритм разрабатывается для каждого вида и всей совокупности осваиваемых ресурсов.

Разработка математической модели выбора стратегии развития интегрального ресурса природно-промышленной системы предусматривает:

- установление функциональных взаимосвязей между взаимодействующими элементами интегрального ресурса;
- формализацию технических и технологических решений алгоритма выбора стратегии развития интегрального ресурса;
- построение общей математической модели;
- выбор ограничений и критериев оценки.

Разработка вариантов комплексной модели развития Кызылкумского региона предусматривает:

- выбор базового и сопутствующих вариантов развития региона;
- построение структурных схем выбранных вариантов развития региона;
- корректировку алгоритма выбора и математической модели применительно к построенным структурным схемам вариантов развития региона;
- уточнение ограничений и критериев оценки эффективности выбранных вариантов развития региона.

Выбор рационального варианта и построение стратегии развития Кызылкумского региона вклю-

чает:

- расчет технико-экономических показателей вариантов развития региона на основе разработанной математической модели;
- расчет изменения технико-экономических показателей выбранных вариантов во времени;
- определение потребности в финансовых, технических, экологических и трудовых ресурсах по каждому варианту;
- анализ полученных результатов с точки зрения практической реализации;
- сравнение вариантов и мотивированный выбор рационального варианта;
- описание выбранного варианта и его трансформации во времени.

Разработанная стратегия развития оформляется в виде документа, которому по логике должен быть придан статус регулирующего документа с определением ответственности структур исполнительной власти на государственном и региональном уровне за его реализацию.

Основные этапы решения проблемы

Основными этапами решения проблемы являются:

Этап I. Исследование современного состояния и проблем развития Кызылкумского региона

1. Социально-экономическая оценка развития региона.
2. Анализ минерально-сырьевого потенциала региона.
3. Исследование состояния и перспектив использования водных, энергетических и экологических ресурсов региона.
4. Анализ состояния тенденций и прогнозирования развития демографической ситуации в регионе.

Этап II. Ретроспективный анализ исследований по проблемам регионального развития

1. Исследование практики решения проблем регионального развития в странах дальнего зарубежья.
2. Анализ опыта решения проблем регионального развития в странах с переходной экономикой.
3. Исследование влияния природных, технических, социальных и экономических факторов на развитие региона
4. Создание методов и средств компенсации влияния осложняющих факторов на развитие региона

Этап III. Формирование методологии разработки стратегии развития Кызылкумского региона

1. Формирование структуры региона как природно-промышленной системы.
2. Разработка частных стратегий освоения и развития ресурсов региона.

3. Формирование стратегии развития интегрального ресурса региона.

4. Алгоритмизация проблемы выбора стратегии развития интегрального ресурса природно-промышленной системы.

Этап IV. Создание концептуальных основ стратегии развития Кызылкумского региона

1. Создание математической и компьютерной моделей выбора стратегии развития интегрального ресурса природно-промышленной системы.

2. Синтез вариантов комплексной модели развития Кызылкумского региона.

3. Выбор рационального варианта и построение стратегии развития Кызылкумского региона на основе компьютерного моделирования.

4. Формирование регулирующего документа по реализации выбранной стратегии развития Кызылкумского региона.

Ожидаемые результаты исследований

Ожидаемые результаты исследований в рамках очерченных в предыдущем разделе этапов суть следующие.

I. Методология социально-экономической оценки развития, анализа минерально-сырьевого потенциала, комплексного прогнозирования перспектив использования водных, энергетических и экологических ресурсов региона, оценка развития экономической ситуации в регионе.

II. Комплекс альтернативных моделей регионального развития, методы и средства компенсации влияния осложняющих факторов на развитие региона. Экономические методы управления использованием ресурсного потенциала месторождений.

III. Структура региона как крупномасштабной природно-промышленной системы преобразования минерально-сырьевых ресурсов в ресурсы социально-технологического назначения.

Имитационные модели освоения сырьевых ресурсов региона на базе системного подхода. Стратегия развития интегрального ресурса природно-промышленной системы.

IV. Математические и компьютерные модели развития интегрального ресурса природно-промышленной системы. Комплексная модель экономического развития Кызылкумского региона. Регулирующий документ по реализации выбранной стратегии развития Кызылкумского региона.

В практическом аспекте результаты научных исследований будут использованы для формирования оптимальной стратегии экономического развития Кызылкумского региона; выработки решений по устойчивому развитию горно-промышленного комплекса в современных условиях в трёхуровневой системе «государство-регион-горно-перерабатывающий объект (ГПО)».

Для моделирования состояния и прогнозирования

ния ситуаций по использованию интегрального ресурса природно-промышленной системы, разработки комплексных мер поддержания интегрального ресурса Кызылкумского региона по мере отработки

запасов существующих месторождений золота через освоение новых видов минерального сырья – серебра, фосфоритов, урана, рения, осмия или сланцев, песка, глины.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н., Толстов Е.А. Основные направления повышения эффективности использования ресурсов при освоении месторождений Кызылкумского региона // Журнал «Горный вестник Узбекистана» № 1, 2000.
2. Сытенков В.Н. Основы системного подхода к разработке стратегии освоения минерально-сырьевых ресурсов // Журнал «Горный Вестник Узбекистана» № 4, 2006.
3. Сытенков В.Н. Системное моделирование объектов исследований в недропользовании // Журнал «Горный Вестник Узбекистана» № 1, 2007.
4. Кадыров А.А. Машинные методы моделирования и исследования структурно-сложных систем // Монография. Ташкент: Фан, 1989.
5. Кадыров А.А., Коротков В.И., Сытенков В.Н., Кодоев В.С., Пашков А.А. Проблемы и перспективы создания интегрированных автоматизированных систем управления в отраслях экономики (на примере Пилотного проекта интегрированной автоматизированной системы управления Гидрометаллургического завода №2 НГМК) // Сборник научных статей международной научно-практической конференции «Инновация-2003». Ташкент, 2003.
6. Кадыров А.А. Формирование национальной инновационной системы Узбекистана // Сборник научных статей международной научно-практической конференции «Инновация-2006». Ташкент, 2006.
7. Бибик И.П. Научный аспект инновационных решений // Горный вестник Узбекистана. № 4, 2005.
8. Бибик И.П. Опыт функционирования интегрированной системы менеджмента на горно-металлургическом производстве // Сборник научных статей международной научной конференции «Инновация –2006». Ташкент, 2006.

УДК 622

© Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. 2007 г.

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ ПАСПОРТОВ НА ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Наимова Р.Ш.**, старший преподаватель Зарафшанского ОТФ НГИ, канд. техн. наук

Открытый способ добычи полезных ископаемых занимает ведущее место в горнодобывающей промышленности, развитие которого характеризуется строительством и эксплуатацией высокомеханизированных карьеров большой производительности, применением мощного горного и транспортного оборудования, усложнением горнотехнических и гидрогеологических условий ведения работ, возрастающей интенсификацией производственных процессов.

Современный карьер представляет собой сложную динамическую систему, развивающуюся во времени и пространстве. В этой системе в постоянном взаимодействии находятся объект воздействия (горный массив), источник воздействия (горно-транспортное оборудование) и субъект воздействия (персонал). Взаимодействие горного массива, оборудования и персонала происходит в результате выполнения в определенной последовательности взаимосвязанных технологических процессов (бу-

рение, взрывание, выемочно-погрузочные работы, транспортные работы, отвалообразование, орошение дорог, полив забоев и т.п.). Эти процессы горного производства носят обобщенное название «горные работы», а особенности их проведения в карьерах обусловлены:

- необходимостью выполнения в непосредственной близости от потенциально опасной среды (откосы уступов, забоев, бортов и т.п.);
- применением потенциально опасного оборудования (автосамосвалы, конвейеры, экскаваторы и т.п.);
- неопределенностью состояния массива горных пород;
- разнообразием условий и ситуаций, в которых необходимо выполнять работы;
- необходимостью согласовывать действия на стыке смежных процессов;
- вероятными ошибочными действиями персонала.

Неблагоприятное отображение перечисленных особенностей ведения горных работ в карьерах проявляется через возможное возникновение аварийных ситуаций и создание угрозы здоровью и жизни персонала, а нейтрализация такого проявления достигается регламентацией порядка выполнения каждого процесса при возникновении самых разнообразных ситуаций.

Эта регламентация осуществляется через разработку паспортов ведения горных работ, в которых определяется порядок технологически правильного и технически безопасного выполнения любого процесса горного производства.

Паспорт на горные работы представляет собой графическое изображение (схему) расположения оборудования при выполнении характерных этапов технологического процесса (работы), сопровождаемое краткой пояснительной запиской [1].

При этом графическая часть должна наглядно представлять технологические и технические параметры технологического процесса, расположение оборудования относительно других объектов карьера (уступов, ЛЭП, дорог, механизмов и т.п.), схемы движения машин и механизмов, границы безопасных зон и т.п. [2].

Графическая и текстовая части паспорта должны быть представлены таким образом, чтобы руководители и исполнители работ имели возможность воспроизвести в реальных условиях технологический процесс, на который составлен паспорт.

Нормативной основой для разработки паспортов на горные работы являются «Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» (Утверждены Коллегией Саноатконтехназорат Республики Узбекистан 11.08.96 г.) [3].

Нормативной базой для разработки паспортов на горные работы также являются: проект карьера; технические паспорта на оборудование; инструкции по эксплуатации оборудования; данные геологической и маркшейдерской служб карьера о геологическом строении породного массива и устойчивости откосов уступов и отвалов; правила безопасности и правила технической эксплуатации соответствующего горного, транспортного и энергетического оборудования; инструкции по технике безопасности; мероприятия, разработанные по результатам расследования аварий и несчастных случаев.

При разработке паспортов на горные работы может использоваться справочная и научно-техническая литература, но вся ответственность за правомочность применения литературных и справочных данных лежит на разработчике паспорта.

Требования к паспортам на горные работы вытекают из целевого назначения этого документа – определить и разъяснить организацию и условия безопасного и эффективного выполнения работ.

Такой подход к определению требований к паспортам на горные работы позволяет сформировать структуру паспорта, которая должна включать:

- краткое описание технологического процесса (работы);
- горно-геологические и горнотехнические условия, в которых будет выполняться технологический процесс (работа);
- техническую характеристику оборудования с указанием параметров, которые должны быть приняты во внимание при разработке паспорта и выполнении технологического процесса;
- технологические схемы, по которым предусматривается использование оборудования, с указанием положения оборудования, параметров горных выработок (отвалов) и рабочих площадок для размещения и безопасной работы оборудования;
- описание работ в технологически установленном порядке, включая порядок взаимодействия оборудования в сопряженных технологических процессах;
- порядок взаимодействия персонала, участвующего в рассматриваемом и смежных технологических процессах, с установлением сигналов и способов их подачи;
- основные требования правил безопасности и инструкций, относящихся к рассматриваемому технологическому процессу;
- требования иной технической документации, регламентирующей проведение технологического процесса (например, требование селективной выемки горной массы в соответствии с сортовым планом забоя);
- список нормативной документации и технической литературы, использованной при разработке паспорта.

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых разработку паспортов на горные работы следует начинать с наиболее простых технологических схем для характерных условий карьера.

В дальнейшем такие паспорта адаптируются к изменившимся горно-геологическим и горнотехническим условиям с учетом применяемого оборудования и решаемых задач горного производства. Схема адаптации паспорта на выполнение горных работ к условиям конкретного карьера приведена на рис. 1. Горно-транспортное оборудование может применяться для решения одной или нескольких задач, но работать по одной или нескольким технологическим схемам, а некоторые виды горных работ взаимодействуют с другими видами работ или сопровождаются дополнительными работами, являющимися составной частью технологического процесса. Следовательно, в паспортах эти виды работ и технологические схемы должны быть предусмотрены.

Приступая к разработке паспорта на горные рабо-

ты, следует в общем виде:

- сформулировать задачу, которая должна быть решена при реализации конкретного процесса горных работ;

- определить технологические схемы, которые будут применяться для решения поставленной задачи;

- проанализировать структуру технологического процесса и выявить взаимодействующее и дополнительное оборудование, что позволит принять решение о разработке единого или индивидуальных паспортов.

Схема принятия решения о разработке паспорта на горные работы приведена на рис. 2.

Но поскольку любая задача горного производства имеет специфическое решение, то на каждую такую задачу следует разработать отдельный паспорт, а совокупность таких паспортов должна охватить все задачи горного производства в карьере (рис. 3), что позволит безопасно и эффективно вести открытую разработку месторождения.

При этом, к обязательному набору горных работ, на которые согласно «Правилам безопасности...» требуется разработка паспортов, руководителем работ может быть принято решение о разработке таких паспортов и на вспомогательные работы, например, на перегон буровых станков и экскаваторов на другой рабочий горизонт или орошение технологических дорог водой [3]. Такое решение только повысит безопасность работ в карьере.

После того, как общее представление о решаемой задаче будет сформировано, приступают к разработке паспорта, для чего необходимо:

- уяснить задачу;
- оценить ситуацию, в которой будет решаться задача;

- принять технологические, технические и организационные решения по безопасному и эффективному решению задачи;

- организовать взаимодействие с исполнителями, задействованными в решении задачи;

- оформить принятые технологические, технические и организационные решения в виде паспорта.

Уяснить задачу – понять назначение выполняемой работы и определить конечный результат, который будет достигнут после ее завершения.

Оценить ситуацию, в которой бу-

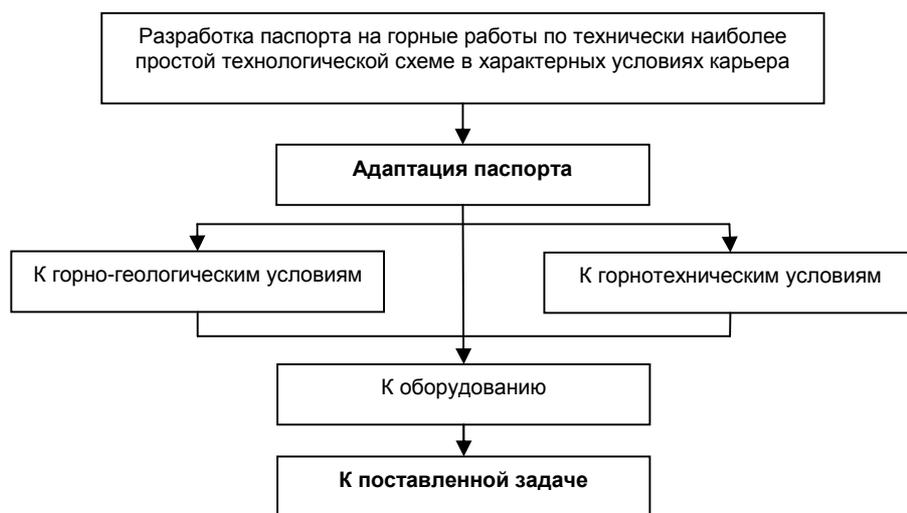


Рис. 1. Схема адаптации паспорта к конкретным условиям на выполнение технологического процесса

дет решаться задача, означает провести анализ и выявить особенности геологических, горнотехнических, технических и нормативных условий решения поставленной задачи.

Анализ геологических условий решения поставленной задачи заключается в оценке строения горного массива (скальный, крупноблочный, рыхлый со скальными включениями и т.п.) и его состояния (нарушенный, ненарушенный, обводненный и т.п.), свойств пород (несущая способность, предрасположенность к возгоранию, пластичность, трещиноватость и т.п.).

Анализ горнотехнических условий решения поставленной задачи заключается в оценке элементов и параметров карьера, влияющих на безопасность и технологию выполняемой работы (высоты и



Рис. 2. Схема принятия решения о разработке паспорта на горные работы

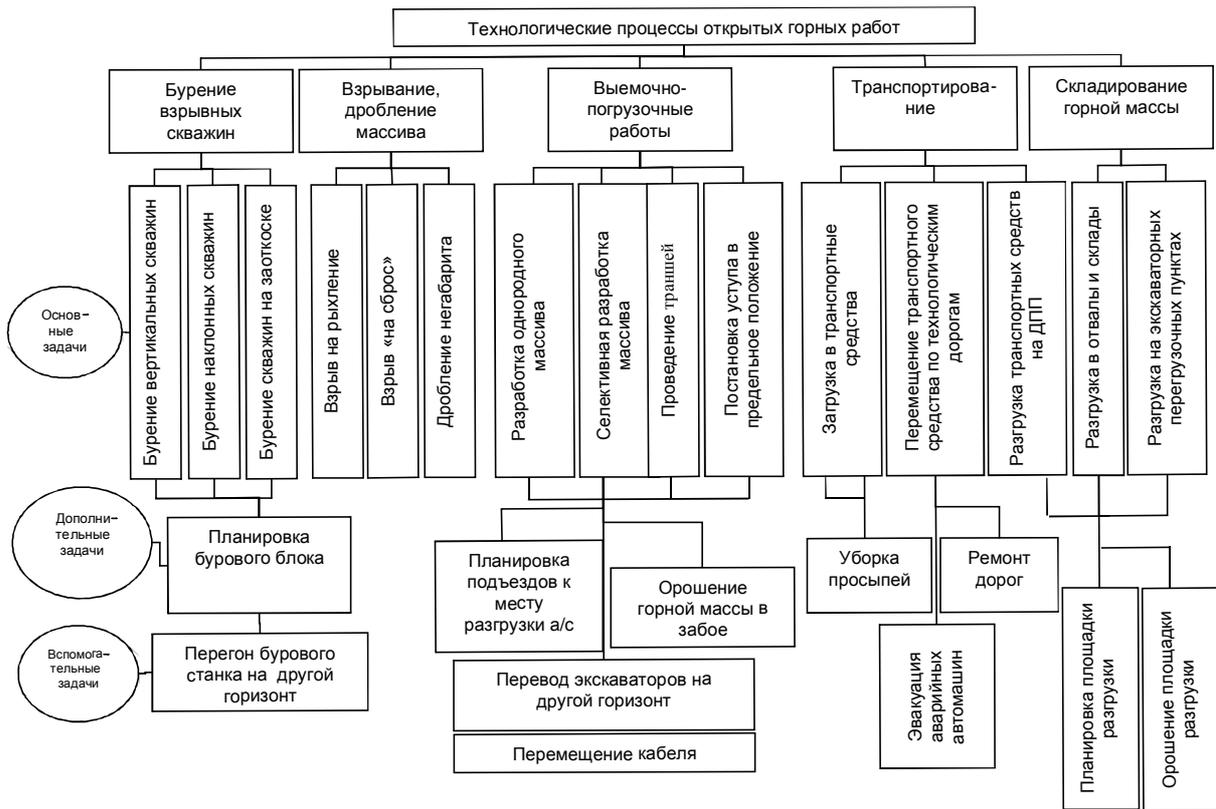


Рис. 3. Примеры типовых задач горного производства при открытой разработке месторождений

угла откоса уступов; размера рабочих площадок, ширины транспортных берм и берм безопасности, ширины развала и высоты поднятия массива при взрывном рыхлении пород, расположения ЛЭП, транспортных коммуникаций и т.д.). Например, ширина рабочей площадки уступа не позволяет разместить двухполосную автомобильную дорогу. Поэтому в паспорте следует предусмотреть меры обеспечивающие безопасность движения автосамосвалов по однополосной дороге (разминочные пункты, светофоры, диспетчерское управление через системы спутникового контроля и т.п.).

Анализ технических условий решения поставленной задачи заключается в оценке геометрических и технологических параметров применяемой горной техники и сопоставления этих параметров с горнотехническими условиями карьера. В идеальном случае параметры техники должны соответствовать условиям карьера, а если такого соответствия нет, то следует предпринять корректирующие действия по его достижению. Например, при высоте уступа 15 м высота забоя после взрыва составляет 18 м, а максимально допустимая высота забоя по технической характеристике экскаватора 16 м. Для приведения фактической высоты забоя в соответствие с технической характеристикой экскаватора могут быть предприняты следующие корректирующие действия:

- разделение уступа на два подступа высотой

по 9 м;

- понижение бульдозерами высоты забоя на 2 м;
- применение взрыва «на развал» для ограничения высоты поднятия разрыхленного массива величиной 1 м.

Анализ нормативных условий решения поставленной задачи заключается в оценке требований правил и инструкций по безопасному ведению работ. К таким требованиям относятся: минимально допустимые параметры рабочих площадок по условию безопасности работы людей и оборудования, наличие и конструкция элементов устройств безопасности (ограждения, предохранительные валы, призмаобрушение, сигнальные устройства и др.), нормы освещенности рабочих мест, а также основные требования рабочих инструкций и правил безопасности, относящиеся к данному процессу и т.д. (рис. 4).

Принятие технологического решения означает определение технологической схемы работы оборудования, обеспечивающей выполнение поставленной задачи с соблюдением требований правил и инструкций безопасности в конкретных геологических и горнотехнических условиях. Например, ширина рабочей площадки позволяет вести разработку массива фронтальным забоем. При этом автосамосвал должен подаваться под погрузку по круговой схеме движения.

Принятие технического решения означает выбор технических средств, обеспечивающих в конкретных геологических и горнотехнических условиях безопасное выполнение поставленной задачи в соответствии с требованиями правил и норм безопасности. Например, для предотвращения падения транспортных средств в выработанное пространство автомобильная дорога ограждается предохранительным валом, а для предотвращения их повреждения кусками породы, падающими с борта, откос прилегающего уступа покрывают металлической сеткой.

Принятие организационного решения означает определение мер безопасности, соблюдение которых обеспечит безопасное выполнение поставленной задачи (способа оформления работы; порядка обмена сигналами, прекращения и возобновления работ, перемещения персонала по рабочим площадкам и механизмам, передвижения оборудования; назначение ответственных руководителей, наблюдателей и сигнальщиков; действия персонала при возникновении ситуации, не предусмотренной паспортом ведения работ; определение зон безопасности и т.п.).

Организовать взаимодействие с соисполнителями означает определить такой порядок действия персонала, который при решении поставленной задачи обеспечит безопасную работу оборудования и персонала во взаимодействующих или элементарных технологических процессах на общей или смежных рабочих площадках карьера.

Оформить принятые технологические, технические и организационные решения в виде паспорта означает создание их графической интерпретации с текстовыми пояснениями, доступными для понимания руководителями и исполнителями работ. Паспорт разрабатывается специалистом по профилю выполняемой работы, согласуется со специалистом в области безопасности работ и утверждается техническим руководителем (главным инженером) карьера. Паспорт может разрабатываться работником производственно-технического отдела

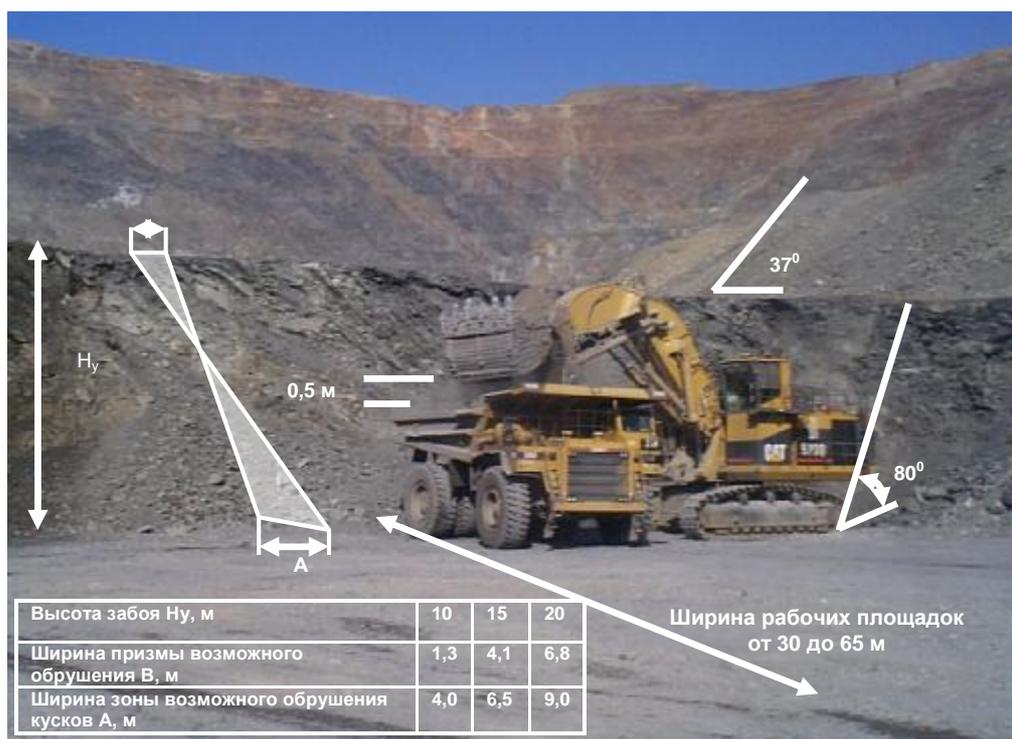


Рис. 3. Конструкция элементов устройств безопасности при выемочно-погрузочных работах

(бюро) карьера, начальником или заместителем начальника участка, а согласовываться дополнительно и с другими специалистами, например, в области горных или транспортных работ. Порядок разработки с согласования паспортов на горные работы определяется техническим руководителем (главный инженер) карьера.

Порядок разработки паспорта рассмотрим на примере выемочно-погрузочных работ экскаватором ЭКГ-8УС.

1. Постановка задачи: Разработать проект организации (паспорт) выемочно-погрузочных работ экскаватором ЭКГ-8 УС с погрузкой в автосамосвалы R-170, Б-549 или Б-7519.

2. Технологические схемы для решения поставленной задачи: Работа экскаватора фронтальным забоем, поперечными заходками, тупиковым забоем, при проходке съездов, на перевалке (переэкскавации) горной массы, на заоткоске уступов, с верхней погрузкой горной массы.

3. Анализ структуры технологического процесса. Выемочно-погрузочные работы экскаватором ЭКГ-8УС включают отделение ковшем порции породы от горного массива, ее перемещение в ковше к месту разгрузки и погрузки в автосамосвалы. Периодически экскаватор перемещается вслед за разрабатываемым забоем. Работа экскаватора приостанавливается после загрузки имеющегося и возобновляется после подачи под погрузку следующего автосамосвала. При работе экскаватора на пе-

ревалке (перезкискавации) горной массы автосамосвалы не требуются, поскольку экскаватор выполняет обособленный технологический процесс.

Вывод: имеют место сопряженные технологические процессы, следовательно, разрабатываются паспорта на работу взаимодействующего оборудования (экскаватор и автосамосвал) по всем технологическим схемам. На работу экскаватора на перевалке (перезкискавации) горной массы разрабатывается паспорт на работу в обособленном технологическом процессе, который целесообразно включить составной частью в комплект паспортов на организацию работы экскаватора.

4. Уяснение задачи: В результате экскавации будет произведена разработка уступа, проходка съезда или выполаживание (заоткоска) откоса уступа при его постановке в предельное положение с погрузкой горной массы в автосамосвалы или ее перезкискавацией в выработанное пространство. Погрузка горной массы в автосамосвалы может вестись при их расположении на горизонте или выше горизонта установки экскаватора.

5. Анализ геологических условий решения поставленной задачи. Разрабатываемый массив представлен скальными породами. Массив не обводнен. Физико-механические свойства пород обеспечивают передвижение экскаватора и автосамосвалов без принятия дополнительных мер, предотвращающих их проседание. Разрабатываемый массив представлен различными сортами руды и породой.

6. Анализ горнотехнических условий решения задачи. Высота разрабатываемого уступа 15 м, высота выполаживаемого уступа 30 м ($15 \times 2 = 30$ м). Горный массив предварительно рыхлится взрывным способом, в результате чего высота разрабатываемого забоя увеличивается по сравнению с высотой уступа в среднем на 2,2 м. Взрывное рыхление пород предполагает возможность появления негабаритных кусков горной массы, образования навесей, осыпания или обрушения забоя.

В разрабатываемом массиве могут также оставаться отказавшие заряды ВВ. Наличие различных сортов руды и породы в одном забое требует применения селективной выемки горной массы. Параметры рабочей площадки изменяются в широких пределах и могут обеспечивать работу экскаватора тупиковым забоем, фронтальным забоем или поперечными заходками. Продольный уклон съезда – 10^0 .

7. Анализ технических условий решения поставленной задачи. Параметры экскаватора ЭКГ-8УС обеспечивают выполнение выемочных работ при высоте забоя до 26,4 м, погрузочных работ при

высоте порожнего автосамосвала до 9,0 м, проведение уклонов до 12^0 .

8. Анализ нормативных условий решения поставленной задачи. Правилами безопасности регламентируются:

- работа вблизи ЛЭП (установка экскаватора не менее 2 м, работа ЭКГ ближе 10 м разрешается по наряду в охранной зоне ЛЭП, работа ближе 2-х метров от крайнего провода только при отключенной ЛЭП);
- установка экскаватора относительно откоса уступа (кабина автосамосвала должна находиться с противоположной стороны экскаватора);
- работа экскаватора в забое (высота разрабатываемого уступа не должна превышать максимальной высоты черпания ЭКГ более чем в 1,5 раза;
- положение экскаватора и автосамосвала, транспортных коммуникаций, ЛЭП и линий связи на рабочих площадках уступов за пределами призмы обрушения и скальвания кусков;
- погрузка в кузов автосамосвала (запрет переноса ковша над кабиной, ковш находится на высоте < 0,5 м от кузова, при разгрузке >15 м от дна кузова, перегруз автосамосвала);
- передвижение экскаватора по горизонтальному пути или на подъеме (ведущая ось находится сзади, при спуске с уклона впереди, порожний ковш находится не выше 1,0 м от почвы);
- подъезд автосамосвала (по кольцевой или тупиковой схеме, смена полосы движения для установки автосамосвала под погрузку);
- действия при обнаружении отказавших зарядов взрывчатых веществ;
- необходимость ликвидации заколов, оборка уступов от навесей и «козырьков»;
- нахождение людей (ближе 5 м от работающих механизмов, в зоне действия ковша);
- уклон транспортных съездов;
- радиус поворота автосамосвалов;
- движение автосамосвалов задним ходом (не более 30 м).

9. Принятие технологического решения. Экскаваторные работы осуществляются согласно выбранной технологической схеме при работе с взаимодействующим оборудованием и в обособленном технологическом режиме.

Выполаживание откоса уступа высотой 30 м осуществляется его разделением на подступы высотой 5÷15 м.

Ведется селективная разработка забоя с выделением заданных сортов горной массы.

10. Принятие технического решения. При отработке забоев вдоль экскаваторного блока со стороны выработанного пространства карьера сооружается предохранительный вал для автосамосвала высотой 1,5 м.

При проходке съезда и с верхней погрузкой ЭКГ от бровки уступа до оси автодороги должно быть не менее 3,5 м. При этом из кабины машиниста экскаватора должна обеспечиваться видимость загружаемых транспортных средств.

11. Принятие организационного решения. При работе экскаватора запрещено нахождение людей в зоне действия ковша.

Запрещение нахождения людей ближе 5 м от работающих механизмов. Расстояние между бортом уступа или транспортными сосудами и контргрузом экскаватора не менее 1 м. Передвижение автосамосвалов в забое осуществляется по сигналам машиниста экскаватора. Машинисту экскаватора выделяется сортовой план забоя, которым он руководствуется при выполнении работ.

12. Организация взаимодействия с исполнителями. Изменение сортности руды в забое со-

гласуется с дежурным геологом или другим ответственным лицом, и сообщается диспетчерской службе карьера.

Ручная оборка уступов допускается в присутствии горного мастера или бригадира. Контроль работы механизмов, положение ЭКГ и его рабочего оборудования в забое осуществляется бригадой экскаватора и диспетчерской службой карьера с помощью средств связи.

Принятые технологические, технические и организационные решения оформляются в графическом виде с текстовыми пояснениями.

Разработанные методические основы составления паспортов на горные работы имеют практическое значение не только для специалистов действующих карьеров, но и для учебных заведений горного профиля, занимающихся подготовкой и повышением квалификации кадров.

Список литературы:

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Учеб. Для вузов. – Ч.1. Производственные процессы. – М.: Недра, 1985. – 509 с.
2. Открытые горные работы. Справочник / Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Винницкий К.Е. и др. М.: Горное бюро, 1994. – 590с.
3. Правила Безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. - Ташкент: «Узбекистон», 1996. – 126 с.

УДК 622

© Норов Ю.Д., Шамансуров И.И., Тошов Ж.Б. 2007 г.

ПАРАМЕТРЫ РАЗРУШЕНИЯ И СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ПОД ДЕЙСТВИЕМ ШТАМПА В ЗАБОЕ СКВАЖИН

Норов Ю.Д., проректор по науке НГГИ, докт. техн. наук; Шамансуров И.И., начальник научного отдела НГГИ, канд. техн. наук; Тошов Ж.Б., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

При любом способе механического бурения без внедрения рабочего элемента породоразрушающего инструмента невозможно скальвание породы. Параметр разрушения и сопротивляемость горных пород при вдавливании штампа зависит от их физико-механических свойств, а также от степени ограничения штампа свободной поверхностью.

Поэтому горные породы подвергались разрушению с различными физико-механическими свойствами при вдавливании штампа (табл.).

В результате получена зависимость параметров разрушения горных пород от расположения штампа в пространстве скважин (рис.). Для всех пород глубина и объем лунки разрушения, а также твердость по штампу уменьшаются с увеличением расстояния от стенки забоя до штампа.

Рассмотрим зависимость глубины лунки разрушения (h) мрамора от места расположения штампа

(l); при $l=0$ $h_0=1,74$ мм, при $l = \infty$ $h_0=1,27$ мм, относительное изменение глубины лунки разрушения $h_{отн} = \frac{1,74}{1,24} = 1,44$; при $l = 0,5b$ $h_0 = 1,4$ и $h_{отн} = 1,1$, при

$l=b$ (b – половина диаметра штампа мм) $h_0 = 1,3$ и $h_{отн} = 1,02$; при $l = 2b$ $h_0 = 1,27$ и $h_{отн} = 1$. Относительное изменение глубины лунки становится постоянным и равным единице. В дальнейшем ее будем называть глубиной лунки разрушения на свободной поверхности забоя. Таким образом, резкое падение кривой, описывающей изменение глубины лунки разрушения, наблюдается в интервале $l = (0-0,5)b$. Глубина лунки разрушения в мраморе при вдавливании штампа у стенки скважин в 1,44 раза, а при вдавливании на расстоянии $0,5b$ всего лишь в 1,1 раза больше, чем глубина лунки разрушения на свободной поверхности забоя скважин. Подобная закономерность наблюдается при исследовании

Таблица
 Параметры разрушения различных горных пород при вдавлиании штампа в условиях забоя скважин

Порода	Твердость по штампу $R_{ш}$, кгс/мм ²	Расстояние от стенки забоя до штампа l , мм	Глубина лунки разрушения h , мм	Объем лунки разрушения V , мм ³	Угол скалывания лунки α , градус
Песчаник красный	68,1	$0b$	2,5	29	105
	43,7	$0,5b$	1,75	22,44	126
	37,3	b	1,72	22,4	128
	36,3	∞	1,72	22,4	128
Мрамор белый, мелкозернистый	158	$0b$	1,74	37,1	128
	132,4	$0,5b$	1,4	35	136
	83	b	1,3	30,7	139
	78,1	$2b$	1,24	30,1	139
Гранит биотитовый	235	$0b$	1,47	21,27	136
	196,4	$0,5b$	1,23	32,71	140
	154,0	b	1,17	23,75	143
	152,8	$2b$	1,13	23,75	145
	152,0	∞	1,13	23,75	145

гранита и песчаника. В граните глубина лунки разрушения у стенки скважин в 1,3, а на расстоянии $0,5b$ в 1,08 раза больше, чем на свободной поверхности, в песчанике, соответственно, в 1,5 и 1,01 раза больше. Как видно, из графиков зависимостей изменения твердости по штампу от изменения расстояния от стенки забоя до штампа ($P_{ш}=f(l)$), закономерность разрушений для всех типов пород имеет одинаковый характер. Максимальная величина $P_{ш}$ наблюдается у стенки забоя скважин, на расстоянии $l = 0,5b$ от нее она снижается и по величине равняется нагрузке при вдавливании штампа на свободной поверхности забоя.

Величина $P_{ш}$ у стенки забоя скважин в 1,5 – 2 раза больше, чем на свободной поверхности.

Коэффициент превышения твердости по штампу определяется отношением твердостей на расстоянии от стенки забоя к твердости от свободной поверхности.

Значение их равно:

- в песчанике $P_{отн} = \frac{P_{у\ ст\ ен}}{P_{св.п\ ов}} = 1,84,$

- в мраморе $P_{отн} = \frac{P_{у\ ст\ ен}}{P_{св.п\ ов}} = 2,02,$

- в граните $P_{отн} = \frac{P_{у\ ст\ ен}}{P_{св.п\ ов}} = 1,54.$

Следовательно, при вдавливании штампа у стенки забоя скважин усилие, необходимое для разрушения песчаника, в 1,84 раза больше, чем на свободной поверхности. В мраморе у стенки забоя оно в 2,02, а в граните в 1,54 раза больше, чем на свободной поверхности.

Угол скалывания α (рис.) во всех породах увеличивается при удалении штампа от стенки сква-

жин. Интенсивность кривой, описывающей изменение угла скалывания в зависимости от l , для песчаника больше, чем для мрамора и гранита. Величина угла скалывания у стенки скважин в песчанике составляет 105-110°, в мраморе - 128-130°, в граните - 136°, на свободной поверхности, соответственно, 128, 139 и 145°.

В песчанике и мраморе (табл., рис.) объем лунки разрушения с увеличением расстояния l уменьшается, а в граните наоборот. Интенсивность изменения объема лунки разрушения в граните у стенки скважин составляет 21,27 мм³, на свободной поверхности - 23,75 мм³, в мраморе, соответственно, 37 и 300 мм³, а в песчанике - 29 и 22 мм³. Незначительный рост объема лунки разрушения в граните объясняется в основном его свойствами, вещественным составом, степенью однородности, размером и

формой отдельных зерен его минералов и свойством породы скалываться. Поскольку, по мере приближения места вдавливания штампа к стенке интенсивность изменения угла скалывания в песчанике и мраморе резко уменьшается, а в граните незначительна, то в первых двух породах влияние угла скалывания на объем лунки разрушения уменьшаются, а в последней - влияние незначительно. Поэтому объем лунки разрушения в граните, который в большей степени неоднороден и состоит из отдельных кварцевых зерен, во всех случаях остается приблизительно одинаковым.

Таким образом, не разрушенная часть породы - стенка скважин - в разнородных породах существенно не влияет на объем разрушения. Отношение твердости по штампу песчаника у стенки забоя скважин к глубине разрушения и объему составляет

$$\frac{P_{отн}}{h_{отн}} = 1,23 \text{ и } \frac{P_{отн}}{V_{отн}} = 1,4; \text{ в мраморе } \frac{P_{отн}}{V_{отн}} = 1,4;$$

в граните $\frac{P_{отн}}{h_{отн}} = 1,2 \text{ и } \frac{P_{отн}}{V_{отн}} = 1,71.$

Следовательно, при вдавливании штампа у стенки скважин для разрушения единицы объема песчаника необходимо приложить в 1,4, в мраморе в 1,63, в граните в 1,71 раз больше усилий, чем на единицу объема их на свободной поверхности. При вдавливании у стенки скважин для углубления единицы объема необходимо приложить в песчанике в 1,23, в граните в 1,2, в мраморе в 1,4 раза больше усилий, чем на свободной поверхности.

Таким образом, при вдавливании штампа в условиях забоя скважин существенное влияние стенки скважин на эффективность разрушения горных пород наблюдается в интервале $l=(0,4\div 0,5)b$. Несмотря

на то, что по мере приближения места вдавливания штампа к стенке забоя скважин глубина лунки разрушения увеличивается в песчанике в 1,5, в мраморе в 1,44 и граните в 1,3 раза, объем лунки разрушения увеличивается в песчанике в 1,31, в мраморе в 1,23, а в граните уменьшается в 1,1 раза.

Необходимое усилие для разрушения единицы объема пород увеличивается в 1,4 – 1,7 раза.

Поэтому для разрушения единицы объема указанных пород можно записать равенство между необходимым усилием у стенки скважин $P_{y\text{ стен}}$ и на свободной поверхности забоя:

$$P_{y\text{ стен}} = (1,4 \div 1,7)P_{\text{св.лов}}$$

Однако, P по мере увеличения резко уменьшается в интервале $l = (0 \div 0,5)b$, в области $l \geq 0,5b$ оно равно соответствующему значению на свободной поверхности забоя.

Следовательно, при конструировании породоразрушающих инструментов режущих типов рабочие элементы (режущие грани) их, с точки зрения энергоемкости разрушения горных пород,

целесообразно расположить на расстоянии не менее $0,5b$ от стенки скважин, с учетом скальваемости пород.

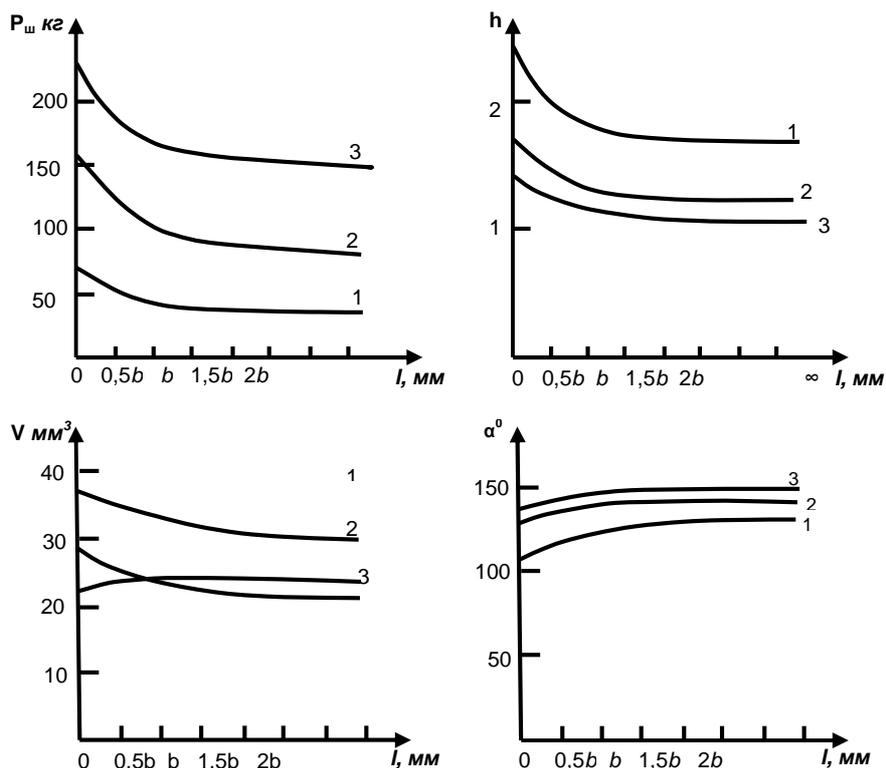


Рис. Зависимости параметров разрушения горных пород от расстояния между стенкой скважины и штампом: 1-песчаник, 2-мрамор, 3-гранит биотитовый

Список литературы:

1. Шрейнер Л.А. Физические основы механики горных пород. М. 1950 г.
2. Шрейнер Л.А., Павлова Н.Н. Механизм разрушения твердых горных пород и новые типы шарошечных долот. «Нефтяное хозяйство». 1960г.
3. Махмудов А.М., Тошов Ж.Б., Абдуазизов Н.А. Механизм разрушения горных пород инструментом вращательно-дробящего типа. Журнал «Горный Вестник Узбекистана», № 1, 2005г. с. 45-46.

УДК 622.032(575.1)

© Лобанов В.С., Рахимджанов А.А., Чумакин Р.В., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С. 2007 г.

К ВОПРОСУ ВОЗМОЖНОСТИ ОТРАБОТКИ «СБЛИЖЕННЫХ РУДНЫХ ТЕЛ» ЧАРМИТАНСКОГО ЖИЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Лобанов В.С., начальник лаборатории ГР «O'zGEOTEKHLITI»; Рахимджанов А.А., главный инженер проекта «O'zGEOTEKHLITI»; Чумакин Р.В., начальник горного отдела Южного рудоуправления НГМК; Мухитдинов А.Т., главный специалист лаборатории ГР «O'zGEOTEKHLITI»; Киселенко А.С., главный специалист лаборатории ГР «O'zGEOTEKHLITI»

Анализ производственной деятельности и горно-геологических условий Чармитанского месторождения показывает, что на Западном участке (к западу

от Центрального разлома) расположена система рудных тел 4 - 2 - 6 и 2_a - 8, характеризующихся двоякой, сближенной структурой.

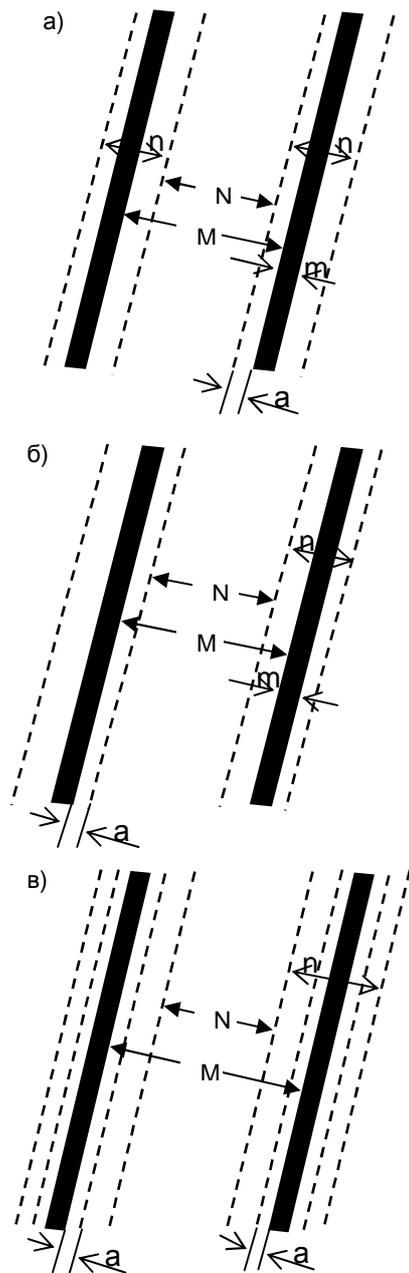


Рис. 1. Различные случаи разработки жилы:
 а) с подрывкой лежачего бока; б) с подрывкой висячего бока; в) с подрывкой лежачего и висячего боков

Данные рудные тела располагаются на различных расстояниях друг от друга и могут подвергаться взаимному влиянию при их отработке. Эти расстояния могут быть такими, когда оставить целик достаточной прочности между жилами нет возможности. В таком случае возникает вопрос необходимости применения валовой или селективной выемки.

Необходимость применения того или иного способа выемки диктуется, с одной стороны, ус-

тойчивостью междужилыного целика, с другой – расстоянием между рудными телами, при этом немаловажное значение имеет экономичность применяемого метода. При решении этой задачи в первую очередь следует определиться с понятием о «сближенных рудных телах» для условий Чармитанского месторождения.

В горно-технической литературе даются различные определения понятия «сближенные рудные тела». Так, Б.И. Бокий сближенными называет те рудные тела, расстояние между которыми менее 20м; Л. Д. Шевяков относит к ним расположенные на небольшом расстоянии друг от друга, допускающие проведение общих горно-подготовительных выработок. Л.Е. Зубрилов сближенными считает только тонкие жилы, разделённые прослоями пустых пород толщиной 1 - 4м. М.И. Агошков сближенными называет рудные тела, расположенные настолько близко друг от друга, что выемка их технологически связана или может производиться только совместно. И.М. Никифоров сближенными считает жилы, расположенные на небольшом расстоянии, при отработке которых происходит их взаимное влияние. «Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов» определяют, что сближенными следует считать такие рудные тела, отработка одного из которых в пределах данного эксплуатационного этажа может повлиять на безопасность и эффективность отработки других.

Вышеуказанные авторы не конкретизируют сближенность рудных тел определённым расстоянием между ними (Б.И. Бокий, Л.Е. Зубрилов) или за определяющий фактор принимают взаимное влияние их при выемке, не указывая расстояние между ними. Поэтому не ясно, в каких случаях рудные тела следует относить к категории сближенных.

Анализ подземных горных работ Зармитанского рудника показывает, что взаимное влияние рудных тел зависит от физико-механических свойств прослоя, углов сдвига, размеров очистного пространства, наличия тектонических нарушений, крепости, устойчивости и т.д.

Крепость определяется рядом элементарных свойств горной породы: твердостью, вязкостью, наличием инородных (более слабых или более прочных, чем сама порода) прослоев и включений. Сочетание этих свойств определяет сопротивляемость массива породы разрушению.

Полный комплекс исследований физико-механических свойств для основных пород и руд Чармитанского месторождения был проведён Иргерметом под руководством А.И. Сигаева.

Устойчивость горной породы зависит от сочетания тех же свойств и определяет способность массива пород и его обнаженных поверхностей

сохранять целостность, не обрушаясь общей массой или отдельными частями до полной отработки блока.

Изменчивая устойчивость горных пород Чармитанского месторождения показывает, что при определении понятия сближенности рудных тел следует исходить из наихудших горно-геологических и физико-механических свойств горных пород.

А.Е. Ергалиев и Б.Е. Шарипов для доказательства сближенности рудных тел в зависимости от возможной ширины зоны деформации пород, а также мощности и углов падения рудных тел, считают целесообразным строить расчеты, предполагая, что породы вслед за выемкой рудных тел обязательно обрушаются. С этой целью необходимо вычислить возможную ширину зоны деформации в зависимости от выемочной мощности и углов падения рудных тел.

В задачу выбора способа отработки сближенных, тонких, крутопадающих жил в различных условиях входят следующие вопросы: определение размеров междужилыного целика; определение целесообразности последовательности отработки сближенных жил, залегающих в различных условиях; определение условий применения валовой или селективной выемки для отработки весьма сближенных жил.

Величина расстояния между сближенными жилами определяется выражением:

$$M \geq n - m + N$$

где n - ширина очистного пространства; m - мощность сближенных жил; N - толщина междужилыного целика, отвечающего требованиям устойчивости.

Эта формула действительна для случаев, когда при отработке жилы подрывка боковых пород происходит со стороны лежачего бока жилы, висячего бока или обеих сторон жилы (рис. 1). Величина мощности в данном случае показана одинаковой для обеих сближенных жил, но ясно, что она может быть аналогично получена для разных мощностей.

Для случая, когда при отработке верхней жилы подрыв боковых пород происходит со стороны висячего, а при отработке нижней жилы со стороны лежачего бока (рис. 2), расстояние между сближенными жилами определяется выражением

$$M \geq N + 2a$$

где a - толщина слоя пород, отбиваемого вместе с жилой для уменьшения потерь (обычно 10-15 см).

Если во всех случаях междужилыный целик толщиной N отвечает требованиям устойчивости, на которых остановимся ниже, то возможна самостоятельная отработка сближенных жил.

Устойчивость междужилыного целика. Между сближенными жилами при их отработке остается

междужилыный целик. Важно, чтобы этот целик сохранял свою целостность и был устойчивым в течение определенного периода времени, величина которого зависит от скорости отработки блока.

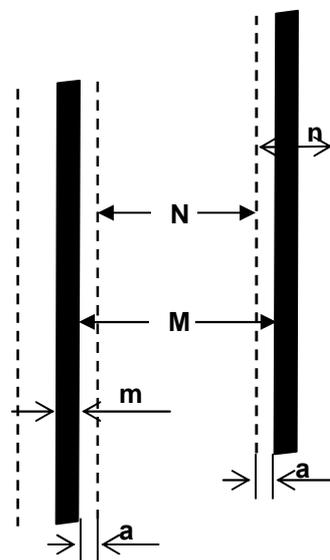


Рис. 2. Разработка двух сближенных жил с подрывкой у одной породы лежачего бока, а у другой - висячего

Междужилыный целик, находящийся между двумя параллельными блоками, можно схематично представить как наклонную плиту, закрепленную по контуру. На междужилыный целик, кроме его собственного веса, могут оказывать давление, в зависимости от применяемой системы разработки, магазинированная руда или закладка. Для учёта этой нагрузки пользуемся формулой В.И. Геронтева:

$$P = \frac{g \cdot F \cdot \sin a}{q \cdot f \cdot U} \left(1 - H \cdot e^{-\frac{q \cdot f \cdot U}{F \cdot \sin a}} \right)$$

где P - давление на единицу поверхности; g - объемный (насыпной) вес замагазинированной руды или закладки; F - сечение площадки; a - угол падения жил; q - коэффициент бокового распора,

$\left(q = 1 - 0,74 \operatorname{tg} f - 1,52 \frac{C}{P} \right)$, f - угол внутреннего трения; C - силы сцепления; f - коэффициент трения ($f = \operatorname{tg} f$); e - основание натуральных логарифмов; U - периметр площадки; H - глубина залегающая площадка (высота сползающей призмы).

Из формулы видно, что при увеличении величины N приращение давления P будет уменьшаться (рис. 3).

Кроме того, расчеты показали, что при применении на практике размерах блока давление от такой нагрузки можно с небольшой погрешностью

Таблица

Возможные случаи расположения сближенных жил

Зависимость между α и β	Устойчивость вмещающих пород.	Способ поддержания очистного пространства	Основной порядок отработки сближенных жил
$\frac{a}{b} p 1$	Устойчивые	Замагазинированная руда. Закладка. Штанговая крепь	Параллельные блоки. То же нисходящий.
	Неустойчивые	Закладка	Нисходящий
$\frac{a}{b} f 1$	Устойчивые	Замагазинированная руда. Закладка Штанговая крепь	Параллельные блоки. То же восходящий*
	Неустойчивые	Закладка	Нисходящий

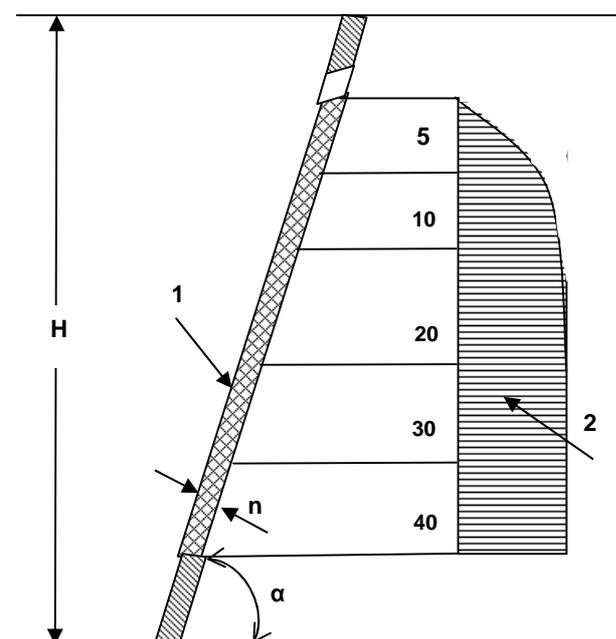


Рис. 3. Распределение давления в замагазинированной руде: 1-замагазинированная руда; 2-эпюра давления

считать равномерно распределенным по всей высоте блока, а удельную нагрузку на единицу площади для различных размеров блока практически постоянной. Например, разница в величине давления для $H=10$ м и $H=40$ м составляет для $\alpha = 55^{\circ}-80^{\circ}$ всего лишь 0,5-0,6%.

Для расчета прочности междужильного целика можно воспользоваться методикой расчета плиты, имеющей опору по контуру. Величина изгибающего момента (на погонную единицу ширины) зависит от суммарной величины нагрузки и способа её приложения и не зависит от абсолютных размеров плиты. Данные для расчета в упругой стадии прямоугольных плит, нагруженных равномерно распределенной нагрузкой при одиннадцати различных схемах опирания содержит таблица Маркуса-Лезера, переработанная и дополненная Промстройпроектом.

К сожалению, объем статьи не позволяет для наглядности привести в качестве примера расчеты для различных условий, где бы учитывались наклонная высота междужильного целика, угол падения, толщина междужильного целика и его длина, а также объемный вес пород, позволяющий построить кривые допустимой длины блока.

Возможные варианты залегания сближенных жил и порядок их отработки в зависимости от условий залегания, с учетом таких основных факторов, как угол падения жил (a), угол

обрушения вмещающих пород (b), устойчивости пород междужильного целика и способа поддержания очистного пространства позволяют результаты работы свести в табл.

Вопрос о валовой или селективной выемке жил возникает, когда они залегают на таком расстоянии друг от друга, что оставить целик достаточной прочности между ними нет возможности. Выбор способа отработки таких жил зависит от тех же основных факторов, которые учитываются и при отработке одиночных жил. При расстоянии между сближенными жилами от менее 0,5-0,6 м до величины, обеспечивающей самостоятельную отработку сближенных жил, может быть поставлен вопрос о применении селективной выемки.

Исходя из вышеизложенного, можно сделать следующий вывод. Для того, чтобы определить классификацию рудных тел Чармитанского месторождения по сближенности и разработать соответствующие рекомендации о порядке безопасной отработки их, необходимо проводить специальные исследования процесса сдвижения.

Основным методом этих исследований должны быть натурные маркшейдерские наблюдения на поверхности и в подземных выработках.

Решение этого вопроса позволит избежать вредного влияния подземных разработок на безопасное ведение горных работ и непредвиденных потерь запасов руды.

Список литературы:

1. Анализ применения системы разработки с магазином руды, проведение хронометражных наблюдений и обработка их результатов, разработка рекомендаций по совершенствованию применяемого варианта системы с магазином руды: Информационная записка / ИРГИРЕДМЕТ: Руководитель А.И. Сигаев.- Иркутск, 1991.
2. К.А. Шванев. Основные вопросы разработки сближенных крутопадающих жил. // В сб. «Системы разработки жильных месторождений». – Москва: Металлургия, 1957.
3. Железобетонные конструкции. - Киев, 1959.

ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВЫПУСКА РУДЫ ИЗ БЛОКОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ЖИЛЬНОГО ТИПА

Лобанов В.С., начальник лаборатории ГР «O'zGEOTEKHLITI»; **Оруджов У.С.**, заместитель технического директора ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Мухитдинов А.Т.**, главный специалист ГР «O'zGEOTEKHLITI»; **Киселенко А.С.**, главный специалист ГР «O'zGEOTEKHLITI»; **Батяев В.А.**, ведущий инженер по горным работам АРУ ОАО «Алмалыкский ГМК»

Из всего разнообразия систем, применяемых при разработке жильных месторождений, варианты систем с магазинированием руды остаются наиболее распространенными [1-5].

Это объясняется тем, что технология очистной выемки при магазинировании руды состоит только из отбойки руды и выпуска ее из блоков. Кроме того, операция отбойки ведется с замагазинированной рудой, являющейся удобной рабочей платформой, не требующей трудовых затрат на ее сооружение, а выпуск осуществляется самотечным способом - под действием собственного веса руды. В то же время затрудненные условия процесса выпуска «магазиннов», вызываемые малой шириной очистного пространства, сопровождаются частыми зависаниями руды внутри блока, на ликвидацию которых приходится затрачивать много труда и времени. Иногда эти зависания бывают настолько частыми и устойчивыми, что полностью ликвидировать их не представляется возможным, вследствие чего значительная часть отбитой руды безвозвратно теряется в блоках.

На рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, обычно принято считать, что при всех системах разработки основной наиболее трудоемкой операцией является отбойка руды, вследствие чего в первую очередь совершенствуют эту операцию, между тем во многих случаях основной операцией по затратам труда является выпуск руды, где доля трудовых затрат достигает 50%, доля же трудовых затрат на отбойке руды составляет всего 26-30%.

Совершенно очевидно, что при таком соотношении трудовых затрат, расходуемых на основные операции очистной выемки, совершенствование процесса отбойки руды не даст ощутимых результатов в общем повышении производительности труда забойных рабочих.

Для улучшения основных показателей систем разработки важно выявить возможности совершенствования технологии выпуска, так как применяемые в настоящее время самотечные способы выпуска руды малоэффективны, совокупная трудоем-

кость выпуска, доставки и погрузки все еще остается достаточно высокой (0,08-0,3 чел-ч/м³).

В целом эффективность выпуска определяется сочетанием выработок днища, их параметрами и применяемым технологическим оборудованием.

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

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

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

Сочетание выпуска с остальными процессами, протекающими в днище, влияет на конструкцию и параметры днищ. Множество конструкций днищ

Таблица

Классификация конструкций днищ блоков

По типам и видам	По группам
Днища с устройствами из естественного массива	
I. С воронками	1. С люковым выпуском. 2. С горизонтом грохочения. 3. С горизонтом скреперования. 4. С погрузкой руды самоходными погрузочно-доставочными машинами. 5. С выпуском руды вибропитателями. 6. С выпуском руды пластинчатыми питателями.
II. С траншеями	С выпуском руды качающимися питателями. То же, что и для конструкций с воронками.
III. С буровыми камерами над дучками	С выпуском руды качающимися питателями. То же, что и для конструкций с воронками.
IV. С буровыми и доставочными выработками на одном горизонте	1. С горизонтом грохочения. 2. С горизонтом скреперования. 3. С погрузкой руды самоходными погрузочно-доставочными машинами. 4. С выпуском руды вибропитателями. 5. С выпуском руды пластинчатыми питателями. 6. С выпуском руды качающимися питателями.
V. С доставочными выработками без дучек (воронок)	1. С горизонтом скреперования. 2. С погрузкой руды самоходными погрузочно-доставочными машинами. 3. С выпуском руды вибропитателями. 4. С выпуском руды пластинчатыми питателями. 5. С выпуском руды качающимися питателями.
VI. С доставочными выработками, выпускными нишами и дучками	То же, что и для конструкций с доставочными выработками без дучек.
VII. С доставочными выработками, выпускными нишами и буровыми камерами под ними.	То же, что и для конструкций с доставочными выработками без дучек.
VIII. Комбинированные	То же, что и для конструкций с доставочными выработками без дучек.

обуславливает необходимость их классификации для облегчения их развития, изучения и выбора.

Классифицируя разновидности днищ по существ-

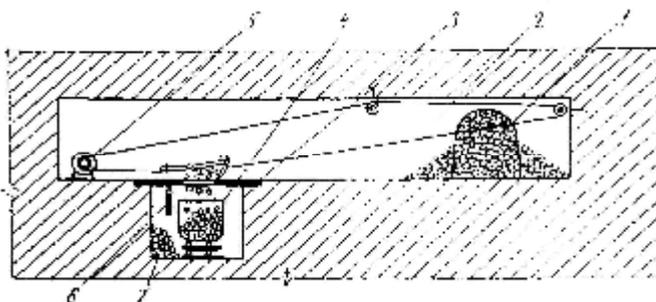


Рис. 1. Скреперная погрузка руды в вагонетки: 1-дучка; 2-скреперный штрек (орт); 3-скреперный полок с разгрузочным окном; 4-вагонетка; 5-скреперная лебедка; 6-«фартук» для предотвращения просыпи; 7-просыпавшаяся при погрузке руда

ующим признакам, мы получим возможность изучить свойства групп и по ним судить о свойстве каждой конструктивной разновидности.

Вопрос классификации конструкций днищ рассмотрен в работах Терпогосова З.А. Существенным недостатком классификации является то, что в качестве основания для деления на классы принят не один, а несколько признаков (наличие выпускных рудоспусков, погрузочно-выпускных камер, горизонта доставки, грохочения, число горизонтов доставки и т.д.). При такой группировке неизбежно перекрестное деление, лишаящее классификацию четкости [1].

Нас же интересует признак конструкции днища по способу механизации выпуска и доставки руды, что явилось одним из элементов классификации предложенной О.А. Байконуровым и А.Т. Рыковым [2] (табл.).

Способы выпуска, приведенные в классификации в свою очередь можно разделить на самотечный, полуактивный и активный. Остановимся подробнее на их характерных особенностях, достоинствах и недостатках при разработке жильных месторождений [3].

Самотечный выпуск

Особенность самотечного способа – боковое расположение выпускных выработок относительно направления доставки руды, т.е. перпендикулярность направления движения рудного потока из выпускного отверстия и доставки. Скреперная доставка при этом занимает значительный удельный вес, что объясняется простотой конструкции и надежностью в работе.

Скреперные установки до последнего времени являлись незаменимым оборудованием на маломощных, обособленных участках месторождений при необходимости иметь выработки малого сечения (4-5 м²) в сложных горно-геологических условиях.

Достоинством самотечного способа выпуска является возможность одновременного обслуживания нескольких выпускных воронок, что позволяет увеличить суммарную площадь выпускного отверстия путем увеличения фронта выпуска руды.

В настоящее время применяют следующие основные схемы выпуска, доставки и погрузки: скреперование руды через полку с загрузкой в вагоны (рис. 1), скреперование на аккумулярующую выработку через рудоспуски и в транспортную выработку через аккумулярующий рудоспуск.

Главный недостаток - невозможность воздействия на неподвижную зону средствами механизации, вследствие чего все неустойчивые завесания приходится ликвидировать вручную, что сопряжено с опасностью и обуславливает невысокую производительность выпуска. Кроме того, при скреперовании руды непосредственно в вагоны существует

жесткая связь между средствами выпуска и транспорта, что приводит к простоям оборудования на выпуске до 30%, а на транспортировании - до 40% от общей продолжительности смены.

Поскольку возможности производительности труда при самотечном выпуске ограничены, следует их использовать в комплексе с виброустановками (вибропобудители ВЛ-300, виброленты ВЛ-2М; ВЛ-3М; ВЛЖ-1М) (рис. 2).

Вибропобудители устанавливают под рудовыпускную дучку, откуда руда поступает на скреперный штрек, и далее её доставляют к рудоспуску. По сравнению с обычным способом (скреперным) производительность труда скрепериста возрастает в 1,3-1,5 раза, уменьшается в 5 раз количество зависаний, появляется возможность управления процессом выпуска. В то же самое время применение виброустановок в комплексе со скреперными лебедками не позволяет достичь значительного повышения производительности труда на выпуске руды, поэтому технологическая схема выпуска и доставки с применением вибропитателей и погрузочно-доставочных машин более перспективна.

Полуактивный выпуск

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

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

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

Достоинством полуактивного способа выпуска руды является возможность устранения неустойчивых зависаний с помощью средств механизации, что обеспечивает безопасный подход к выпускным воронкам для осмотра и ликвидации зависаний, число которых в два раза меньше, чем при самотечном способе.

Вибромашины по назначению можно разделить на два класса: для выпуска и погрузки руды в транспортные сосуды и для транспортиро-

вания руды по горизонтальным или наклонным выработкам (конвейеры) (рис. 5).

Рудовыпускные устройства в свою очередь разделяются на три группы:

- для выпуска руды из рудоспусков – вибролюки (ВЛЖ-1М, ВРЛ-1, ВЛО-2Э, ЛВО-2П, ПВМ-1,0/1,5);
- для выпуска руды из блоков – вибропитатели (ВДПУ-4ТМ, ВПК-3М, ПВ-2,ВПШ-1);
- для улучшения истечения руды из выпускной выработки–виброплощадки (ВЛ-3, «Урал-1», В-2Э, В-2П, ППВ-6М).

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

Дальнейшее сокращение числа зависаний и увеличение предельной крупности выпускаемой руды с помощью питателей ограничивается следующими обстоятельствами:

- при чрезмерном заглублении вибропитателей с упругой системой и направленными колебаниями непосредственно под неподвижную зону происходит защемление упругой системы виброплощадки, что вызывает интенсивное снижение вибрационных характеристик к защемленному концу;
- питатели без упругой системы с эластичной виброплощадкой нечувствительны к чрезмерному заглублению, однако у них колебания виброплоща-

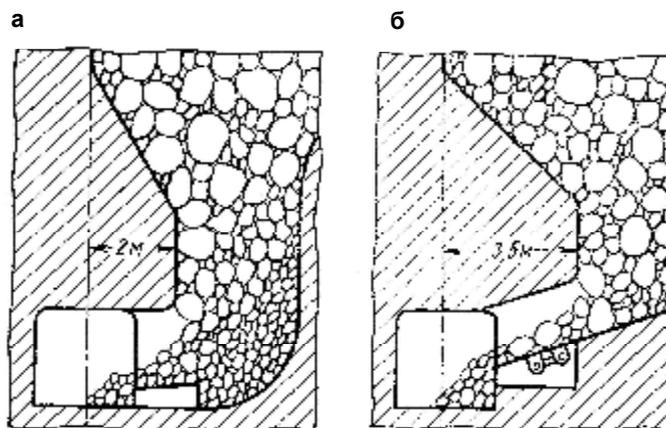


Рис. 2. Способы выпуска обрушенной руды: а - с применением вибропобудителя ВЛ-300; б - с применением вибролент ВЛ-2М или ВЛ-3М

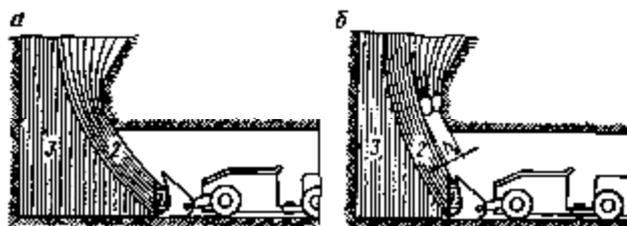


Рис. 3. Полуактивный способ выпуска руды с помощью самоходной техники: а, б – соответственно, до и после зависания

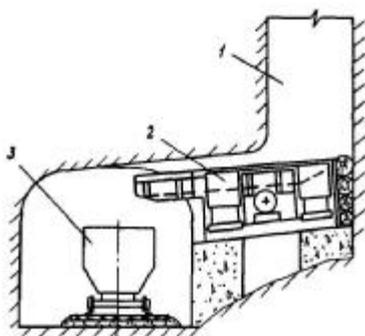


Рис. 4. Выпуск руды по схеме вибропитатель-рудоспуск-вибролюк-вагон: 1 - рудоспуск; 2 - вибролюк (ИАШЛ); 3-вагон ВГ

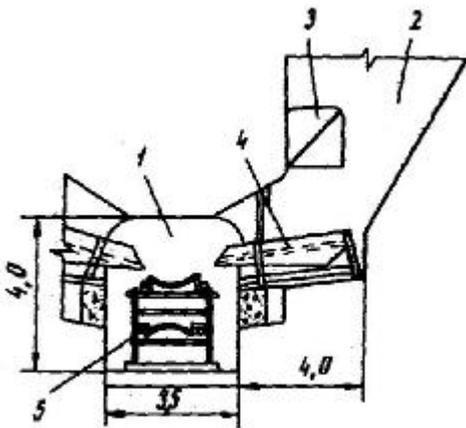


Рис. 5. Схема выпуска-доставки руды: 1-конвейерный штрек; 2-выпускная дучка; 3-контрольный ходок; 4-ПВРА-4,5/1,4; 5-КЛТ-160

док затухают по мере удаления от вибратора и приближения к неподвижной зоне, что ограничивает расстояние передачи усилий, необходимых для ее разрушения;

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

Однако по мере увеличения глубины внедрения рабочего полотна под неподвижную зону увеличивается усилие ее напора на рудный поток, что сопровождается уменьшением толщины потока, а при

заглублении полотна за козырек выпускного отверстия более чем на 1,5 м происходит его полный пережим, в результате чего резко увеличивается число зависаний и уменьшается крупность выпускаемой руды.

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

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

Активный выпуск

Способ, получивший название активный, реализуется посредством конструкции рудопогрузочной установки (РПУ).

При активном способе выпуска неподвижная зона руды на рабочем органе, заглубленном за козырек выпускного отверстия, отсутствует. При этом процесс формирования рудного потока в зоне выпускного отверстия становится управляемым.

Применение средств механизации и управления процессом выпуска – доставки руды позволяет снизить трудоемкость операций, сократить потери и обеспечить высокую концентрацию горных работ.

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

- совершенствование конструкций, параметров днищ блоков и разработка принципиально новых способов выпуска, упрощающих их подготовку и нарезку;

- внедрение технологических схем с использованием виброустройств, позволяющих значительно интенсифицировать выпуск руды;

- применение на очистных работах высокопроизводительных самоходных машин.

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

Список литературы:

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

О ВОЗМОЖНОСТИ ВОЗВЕДЕНИЯ ДАМБ ХВОСТОХРАНИЛИЩ НАВОИЙСКОГО ГМК СПОСОБОМ НАМЫВА

Крымов Л.Р., начальник лаборатории промышленной гидротехники «O'zGEOTEKSLITI»; Узлов В.С., начальник участка хвостового хозяйства ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

В соответствии с принятой классификацией по способу возведения хвостохранилища подразделяются на наливные, намывные и комбинированные. К наливным относят хвостохранилища, возводимые из привозного грунта, намывным - возводимые из хвостового материала, комбинированным – возводимые сочетанием первых двух способов.

Основным способом поддержания полезной емкости хвостохранилищ гидрометаллургических заводов на объектах Навоийского ГМК традиционно является возведение дамб из привозного карьерного грунта. Этот способ требует большого объема автотранспортных перевозок, что обуславливает дороговизну и длительные сроки строительства. Использование только одного способа поддержания полезной емкости, а также постоянное увеличение объемов переработки руды на действующих предприятиях приводит к хроническому дефициту емкости для складирования хвостов. Решение проблемы обеспечения необходимыми емкостями возрастающих объемов производства предлагается осуществить внедрением комбинированного способа возведения дамб [1-2].

В соответствии с нормами технологического проектирования РТМ 8-54-87 (Нормы технологического проектирования хвостовых хозяйств гидрометаллургических заводов и обогатительных фабрик) наиболее важной характеристикой для намывного способа возведения дамб из хвостового материала является его гранулометрический состав. Все остальные физико-механические и вод-

но-физические характеристики в той или иной степени зависят от него. При этом выделяют три диапазона грансостава хвостовых материалов:

- а) хвосты, безусловно пригодные для намыва;
- б) хвосты, пригодные для намыва при условии точного соблюдения его параметров;
- в) хвосты, нуждающиеся в обогащении для намыва.

Диапазоны гранулометрического состава этих зон и осредненный гранулометрический состав твердой фазы пульпы некоторых предприятий Навоийского ГМК показаны на рис. 1, значения по фракциям приводятся в табл. 1. Все кривые гранулометрического состава ложатся в зону, где хвосты пригодны для намыва при условии точного соблюдения его параметров. Для определения возможности возведения намывных дамб (упорных призм) из таких хвостов было принято решение произвести соответствующий опыт по намыву дамб из хвостового материала на карте 1 хвостохранилища 2. Ниже приводятся результаты исследования хвостовых отложений на площадке исследований.

Число пластичности колебалось от 1,5 до 7,8 при среднем значении 5,2. Согласно этому показателю хвостовые отложения можно классифицировать как супеси пылеватые. Предел текучести колебался от 21,6 до 29,3% при среднем значении 26,2%, предел раскатывания, соответственно, 17,5-25,9 % и 21,0 %. Плотность скелета грунта изменялась в пределах 1,32-1,67 т/м³. До глубины 2,5 м среднее значение составляло 1,52 т/м³, глубже 2,5

Таблица 1

Осредненный гранулометрический состав твердой фазы пульпы

Пред-при-ятие	Содержание частиц %							Содержание фракций %			d ср. взв, мм
	1-0,5	0,5-0,25	0,25-0,1	0,1-0,05	0,05-0,01	0,01-0,005	<0,005	песок	пыль	глина	
								>0,05	0,05-0,005	<0,005	
ГМЗ-2	0,00	0,2	5,0	33,1	33,6	13,4	14,7	38,3	47,0	14,7	0,050
ГМЗ-3	0,2	0,1	5,9	30,6	57,8	2,8	2,6	36,8	60,6	2,6	0,052
МЗИУ	0,0	0,1	3,0	26,3	43,0	21,5	6,1	29,4	64,5	6,1	0,040

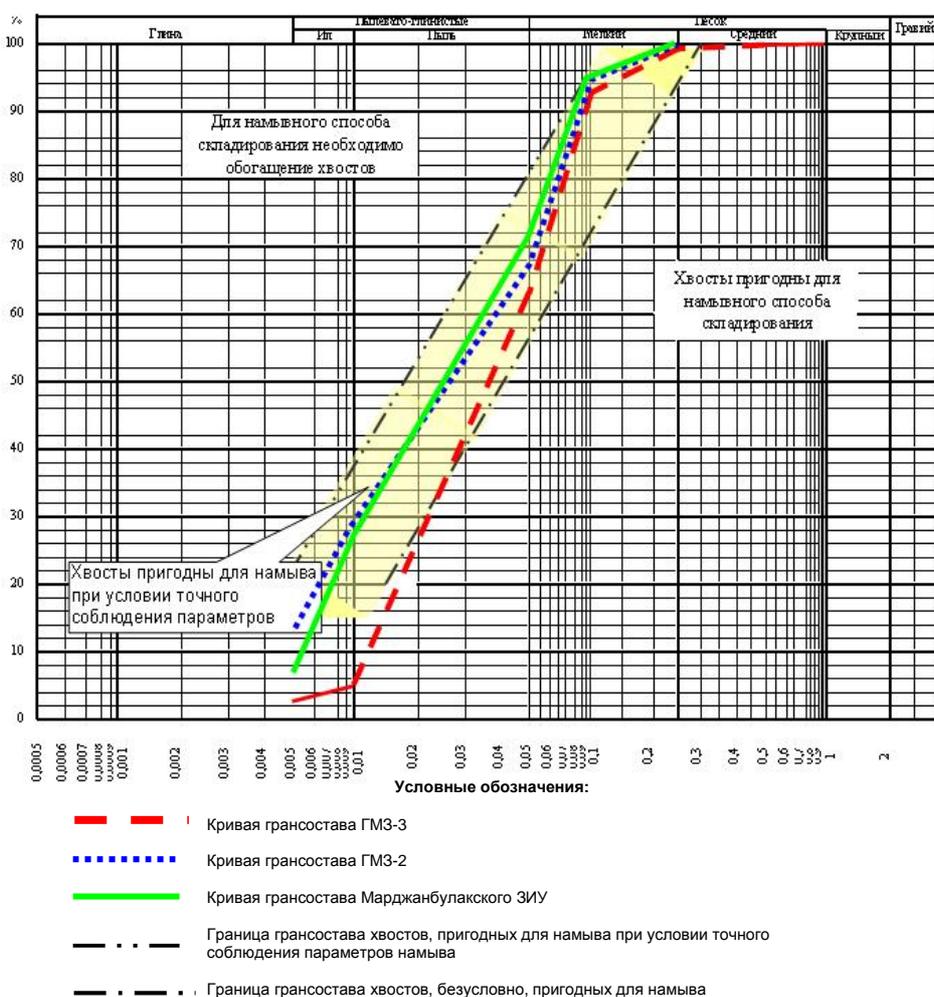


Рис. 1. График гранулометрического состава пульпы

м – 1,57 т/м³. Плотность частиц колебалась в пределах 2,67-2,77 со средним значением 2,72 т/м³. Среднее значение угла внутреннего трения составляло 27°, удельного сцепления – 0,024 МПа.

Влажность поверхностных отложений зависит от времени, прошедшего после намыва. На высушенных пляжах прослеживается тенденция к увеличению влажности по глубине от поверхности до глубины 1,5 м. Далее изменения незначительны и с глубины 3-х метров значение влажности близко к предельной полевой влагоемкости. Показатели влажности в зависимости от глубины на примере характерной точки приводятся в табл. 2.

Максимальная плотность и оптимальная влажность (значение плотности в зависимости от различных значений влажности при стандартной на-

грузке) определена в соответствии с ГОСТ 22733. Эти параметры характеризуются графиком, приведенным на рис. 2. Оптимальная влажность для опытного участка колеблется в пределах 14-16%.

Величина коэффициента фильтрации хвостовых отложений колеблется в очень широких пределах в силу их слоистости и проявляющейся при этом фильтрационной анизотропии. Если минимальные значения отдельных прослоек составляют всего 0,007 м/сут, то максимальные значения достигают 0,7- 0,8 м/сек. Фильтрационные свойства хвостовых отложений проявляются по прошествии некоторого времени после поступления на них влаги. До начала фильтрации происходит процесс впитывания, являющийся следствием капиллярных свойств хвостовых отложений и практически зависящий от них. Определение впитываемости и коэффициента фильтрации поверхностных отложений производилось в соответствии с РСТ Уз 741-96. Опыты

проводились по методу Болдырева, который более подходит для решения поставленной задачи, хотя и дает несколько завышенные показатели, по сравнению с широко практикуемым методом Нестерова. На величину впитываемости и коэффициента фильтрации в этом опыте влияют капиллярные силы и растекание воды в глубину хвостовых отложений и по сторонам от точки исследований, что имеет место в реальных условиях при намыве дамб. Метод Нестерова дает более точные результаты при определении фильтрационных характеристик для больших фильтрующих площадей. Кривая впитываемости поверхностных хвостовых отложений в створе пульповыпуска ЗБ на Правой нитке распределительного пульпопровода приводится на рис. 3. Как видно из приведенного графика,

начальная впитываемость хвостовых отложений составляет 2,0 мм/мин. Затем интенсивность впитывания резко сокращается. В течение трех часов после начала опыта впитываемость хвостовых отложений

Показатели влажности хвостовых отложений по глубине

Таблица 2

Глубина отбора проб	м.	0,0	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5
Влажность	%	13,9	19,5	20,6	22,4	22,6	22,7	24,8	25,5

сократилась почти в 5 раз. Далее процесс замедляется, переходя в фильтрацию. При этом впитываемость составила 0,34 мм/мин, что соответствует коэффициенту фильтрации 0,49 м/сут. Аналогичные опыты, проведенные в створе пульповыпуска 7 Л, расположенного налевой нитке распределительного пульповода, дали примерно такой же результат начальной впитываемости, а конечный результат составил 0,10 и 0,16 мм/мин, что соответствует коэффициентам фильтрации 0,15 и 0,23 м/сут. Сравнивая полученные показатели с впитываемостью природных грунтов, необходимо отметить, что начальная впитываемость поверхностных хвостовых отложений соответствует впитываемости природных супесей, а коэффициент фильтрации меньше примерно в 2-5 раза.

Приведенные данные позволили сделать следующие выводы:

1. Фильтрационные характеристики хвостовых отложений свидетельствуют о том, что твердая фракция пульпы может быть использована для намыва экранов при выделении из нее глинистой фракции и для намыва дамб при выделении песчаных фракций.

2. Геотехнические характеристики хвостовых отложений позволяют производить устройство намывных дамб (упорных призм), отвечающих требованиям безопасной эксплуатации хвостохранилищ.

3. Намыв дамб необходимо производить ярусами, обеспечивающими достижение максимальной плотности.

4. Намыв очередного яруса можно производить после того, как предыдущий ярус достигнет оптимальной влажности.

5. Намыв дамб (упорных призм) необходимо производить на основе водобалансовых расчетов для конкретного участка намыва с учетом фактора впитываемости подстилающих хвостовых отложений и погодных условий.

Опыт устройства упорной призмы высотой 3 м, проведенный на карте 1 хвостохранилища 2, позволил показать техническую осуществимость намыва в условиях ГМЗ-2.

Определенная при этом ориентировочная стоимость работ по намыву оказывается в 2-3 раза меньше стоимости дамб, возводимых традиционным способом из привозного карьерного грунта. Вместе с тем полученных материалов недостаточно для разработки конкретных рекомендаций по широкому внедрению этого способа в силу много-

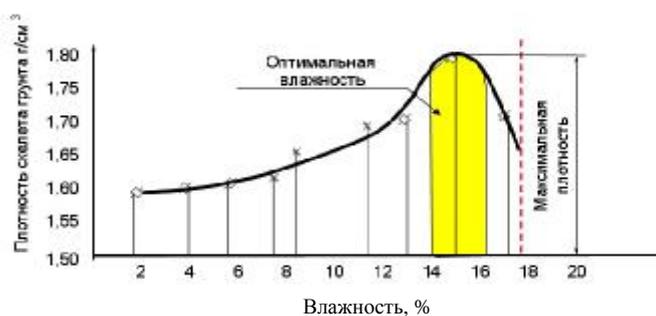


Рис. 2. Зависимость плотности скелета хвостовых отложений от влажности при стандартном уплотнении

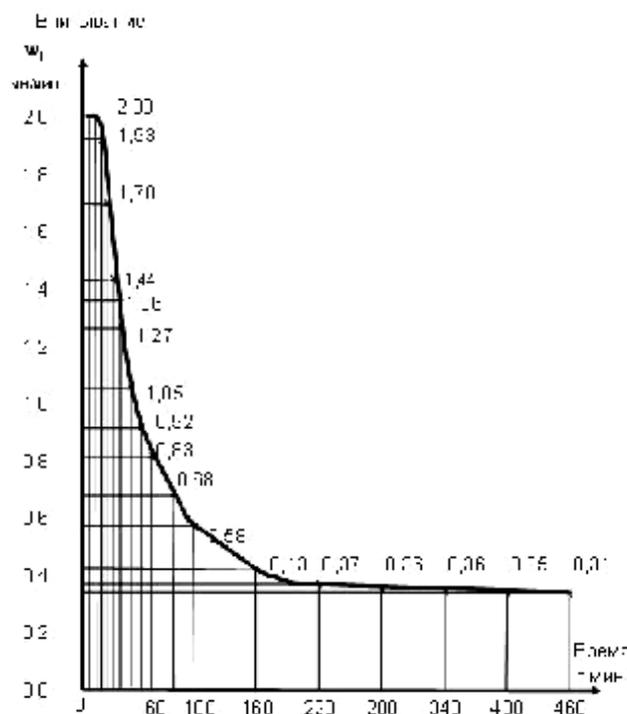


Рис. 3. График впитывания в воды хвостовыми отложениями

образия факторов, влияющих на процесс намыва.

Необходимо проведение опытно-экспериментальных исследований для набора данных, необходимых для выбора рациональной технологии, соответствующей конкретным условиям каждого предприятия.

Для оптимизации выбранных технологий необходимо произвести опытно-промышленные испытания, результатом которых будут рекомендации по проектированию, устройству и эксплуатации намывных сооружений, а также методические указания по определению стоимости их возведения.

Список литературы:

1. КМК 1.06.05-98 «Плотины из грунтовых материалов»
 2. РТМ 8-54-87 Нормы технологического проектирования хвостовых хозяйств гидрметаллургических заводов и обогачительных фабрик.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПОВТОРНОЙ ОТРАБОТКИ ОСАДОЧНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГИДРОГЕННОГО ТИПА МЕТОДОМ СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Акопян Ю.М., директор Южного рудоуправления НГМК; Чернышев В.В., зам. главного инженера по геотехнологии Южного рудоуправления НГМК

В условиях постоянно растущих цен на углеводороды, их развивающегося дефицита, на фоне глобального потепления, напрямую связанного с использованием традиционных видов теплоэнергетики, альтернатива в виде ядерной энергетики является наиболее актуальной, имеющей далекие перспективы. В этой связи более полное извлечение запасов урана из недр, наряду с сокращением затрат на его добычу является одной из главных задач уранодобывающего производства.

В данной статье приведены материалы, позволяющие сделать вывод о значительных перспективах повторной отработки запасов, оставшихся в недрах после проведения проектных работ по их извлечению.

История становления и развития уранодобывающего производства в Южном рудоуправлении НГМК насчитывает 42 года. Подземные горные работы начались в далёком 1964 г. Первые опытные работы по извлечению урана методом скважинного подземного выщелачивания (СПВ), начатые в 1967 г., оказались неудачными в основном из-за ошибок проектирования (когда не были учтены геологические и гидрогеологические условия залегания оруденения), а также за счет отсутствия опыта сооружения технологических скважин и необходимых для СПВ материалов и оборудования. Однако, в конце 1971 г. по инициативе геологической службы ЮРУ подготовлен проект опытных работ СПВ на забалансовых рудах залежи, расположенной на периферии ш.п. №1.

Результаты опытных работ, проведённых с 1973 по 1976 гг., оказались положительными - были созданы и опробованы новые конструкции скважин, технологии их сооружения и посадки фильтров в рудной зоне, способы гидроизоляции водоносных горизонтов, различные типы эрлифтного и насосного раствороподъёмов, отработаны технологии переработки растворов. Эти результаты позволили специалистам рудоуправления выйти с предложением в НГМК о дальнейшей отработке всех запасов месторождения «Сабирсай» способом СПВ, которые ранее планировались для отработки из шахты. Способ подземной отработки урана не выдержал сравнения со способом СПВ, так как при нём себестоимость добычи ниже в 2 раза из-за низких капиталь-

ных вложений. Ташкентским проектным НИИ был выполнен «Проект отработки запасов месторождения «Сабирсай» способом СПВ».

В начале 80-х гг. геотехнологические рудники по добыче урана методом СПВ в Южном рудоуправлении вышли на проектную мощность. Максимальный пик развития рудника «С» и объёмы буровых работ приходятся на 1985 -1992 гг., когда были введены в эксплуатацию наиболее богатые по продуктивности шахтные поля с запасами, залегающими на относительно небольших глубинах. В то же время с 1989 г. в НГМК происходило директивное уменьшение добычи урана в соответствии с конверсией производства, а с развалом СССР наступил кризис во всей урановой отрасли. Себестоимость добычи урана превысила стоимость его продажи. В 1994 г. НГМК вынужден был прекратить добычу ПК открытым (карьером) и подземным горным способом из-за их убыточности.

Такое положение сохранялось до 1996 г., когда ситуация на урановом рынке изменилась в лучшую сторону для производителей. Цена на уран, по сравнению с 1993 г., увеличилась в 2 раза, но уровень добычи в 1995 г. по сравнению с 1990 г. был снижен почти в 1,5 раза.

Учитывая мировую конъюнктуру, в 1996 г. в НГМК была разработана программа по развитию уранодобывающей отрасли, которая предусматривала увеличение объёма добычи, в частности по Южному рудоуправлению в 2 раза. Поставленная задача казалась очень сложной, поскольку рудоуправление миновало пик добычи урана, оставшиеся запасы характеризовались низкой продуктивностью ($0,5 \div 1,5$ кг/м²), малой мощностью рудных тел ($0,3 \div 1,0$ м), высокой карбонатностью, большими глубинами - более $450 \div 550$ м, часть запасов была переведена в категорию технологического забаланса. Имея изношенный парк буровых станков о бурении на глубинах больше $450 \div 550$ м нельзя было и думать.

Необходимо было изыскать новые месторождения, либо новые направления работ, которые бы позволили решать поставленные задачи по сохранению и увеличению уровня добычи, реанимировать производство, решить проблему занятости населения и сохранения коллектива специалистов.

Таблица 1

Сопоставление результатов каротажа технологических и контрольных скважин по шахтному полю № 5

Блоки	Результаты ГК по технологическим скважинам I-го этапа отработки				Результаты КНД по контрольным скважинам			
	Количество скважин	Суммарная мощность рудных интервалов	Суммарный метропроцент рудных интервалов	Количество рудных интервалов	Количество скважин	Суммарная мощность рудных интервалов	Суммарный метропроцент	Количество рудных интервалов
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Блок 110-110	18	34,2	3448	51	18	24,8	1632	33
Блок 128	26	63,6	7415	81	26	19,7	2216	31
Блок 138-150	30	38,9	7157	76	30	45,7	5169	49
ВСЕГО:	74	136,8	18020	208	74	90,2	9017	113

В период эксплуатации месторождения запасы его подсчитывались по данным гамма-каротажа (ГК), при этом требования к выделению руд пригодных для отработки способом ПВ менялись, главным образом ужесточались, в результате чего часть рудных интервалов осталась неучтенной. Коэффициент радиоактивного равновесия принимался средний для всего месторождения. В начале 90-х гг. в НГМК начал осваиваться прогрессивный метод каротажа нейтронного деления (КНД-М), который позволял определять непосредственно содержание урана в рудах на любых стадиях отработки СПВ во время проведения каротажных работ. Использование данного способа для определения запасов на ранее отработанных участках шахтного поля № 5, с плановым коэффициентом извлечения 70%, показало наличие рудных интервалов с балансовым содержанием урана, пригодных к дальнейшей отработке (табл. 1).

Рассматривая суммарный метро-процент ($mC=9017$) как показатель, характеризующий запасы урана в недрах, видно, что на начало повторной отработки в анализируемых блоках осталось порядка 50% первоначальных запасов.

В этих условиях специалисты рудоуправления и комбината рассмотрели вопрос о возможности вовлечения в отработку старых площадей, ранее выведенных из эксплуатации при достижении на них плановых коэффициентов извлечения 70÷75%, а также возможности доработки оставшихся в недрах запасов после отработки рудника № 1 подземным способом.

Принятие решения о проведении опытных работ на шахтном поле № 5 было осно-

вано на геофизических и гидрогеологических исследованиях в процессе эксплуатации, которые позволили пересмотреть фактические запасы и проанализировать состояние добычных работ на их заключительной стадии.

Эксплуатация шахтного поля № 5 производилась с ноября 1977 г. по март 1996 г. (18 лет). Было подготовлено 3192 т, коэффициент извлечения 70%, плановые потери в недрах 30%, или 960 т. И на конец эксплуатации только 8 скважин были с промышленным содержанием от 20 мг/л до 80 мг/л, но в целом добыча с 5 ш.п. была незначительная: примерно 0,5 т/мес. и нерентабельной. С вводом в эксплуатацию новых участков добыча на шахтном поле № 5 была признана бесперспективной и в 1996 г. была остановлена.

После анализа документов, в мае 2000 г. было принято решение о проведении следующих опытно-разведочных работ (рис. 1):

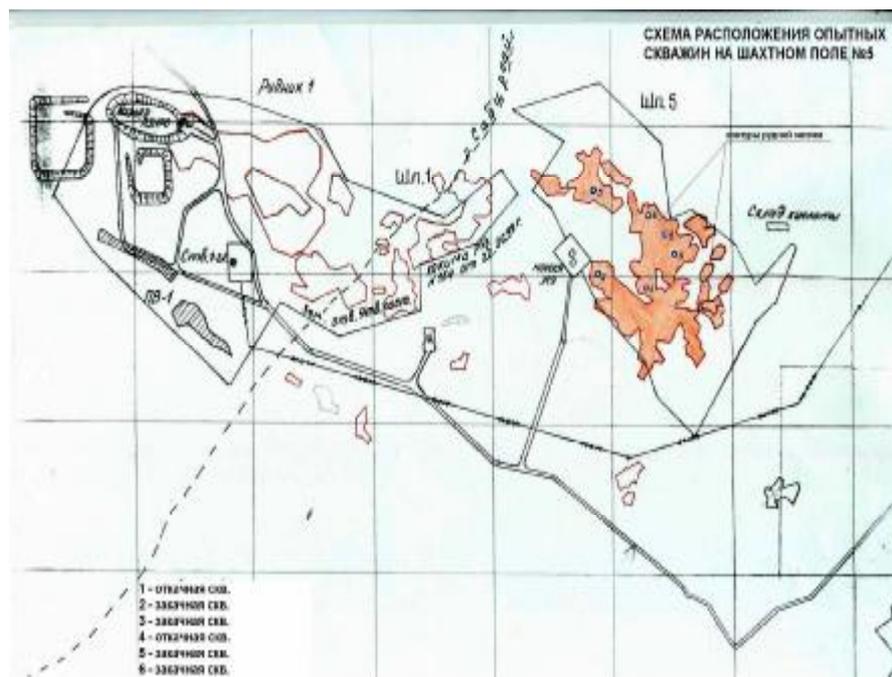


Рис. 1. Схема расположения опытных скважин на шахтном поле №5

Таблица 2

Таблица результатов геофизических исследований ГК и КНД-М по опытно-разведывательным скважинам на участке ПВ ш.п. №5

№ скв	Гамма – каротаж (ГК)				Каротаж КНД-М				Значение pH и концентрация Me мг/л (при строительных проkachках)
	Мощность, м	Содержание	mC	Продуктивность кг/м ²	Мощность, м	Содержание	mC	Продуктивность кг/м ²	
№1	3,9	0,178	-	13,56	3,30	0,30	1,00	19,6	pH=3,6 CMe=370
№2	0	0	0	1,05	1,6	0,30	0,48	0,94	pH=3,5 CMe=5
	1,25	0,43	0,54		0,8	1,15	0,92		
№3	0,75	0,21	0,16	0,32	0,5	0,20	0,10	0,2	pH=4,1 CMe=18
	2,05	0,91	0,18	3,66	1,0	0,33	0,33		
№4	1,75	0,58	7	2,0	2,4	0	0	6,37	pH=1,7 CMe=28
	5,05	0,394	1,98	37,3	1,3	0,21	0,27		
№5			8	4,0	0,5	3	7	0	pH=4,2 CMe=42,0
	3,2	0,64	0,20		0,8	0,49	0,25		
№6			3	37,3	2,6	0,29	0,23	2,16	pH=5,2 CMe=31,0
	3,8	0,501	1,90		0,12	0,32	5		

1) Пробурить 6 технологических скважин по всей площади шахтного поля № 5 на участках с различными горно-геологическими условиями и одну скважину вне рудного контура.

2) Провести геофизические и гидрогеологические исследования с целью определения гидрогеологических параметров залегания руды, динамических характеристик рудного пласта.

В мае – июле 2000 г. на площади шахтного поля № 5 были пробурены опытные ячейки из двух закачных и четырёх откачных скважин с проведением комплекса геофизических исследований (ГИС) и гидрогеологических изысканий (табл. 2).

Результаты показали наличие рудных интервалов с балансowymi содержаниями урана. При строительных прокачках в растворах получены промышленные содержания урана - от 30 мг/л до 370 мг/л, при pH растворов =2,1÷4,5. На основании полученных данных было принято решение о составлении проекта на доработку оставшихся запасов шахтного поля № 5. С августа 2000 г. на площади шахтного поля № 5 началась повторная добыча оставшихся в недрах запасов урана способом СПВ. Было пробурено 325 технологических скважин общим объемом бурения 81527 п.м. На шахтном поле № 1, учитывая положительные результаты повтор-

ной эксплуатации на шахтном поле № 5, было решено также возобновить эксплуатационные работы, и с июня 2001 г. начато бурение технологических скважин.

Для получения более достоверных данных о наличии запасов необходимо брать за основу оперативного подсчета запасов данные каротажа КНД-М. При данном подсчете запасов не устанавливается бортовой метропроцент по КНД-М, т.к. запасы оцениваются как дополнительные для площадей, по которым они полностью погашены.

Для оценки прироста запасов урана по данным КНД-М в подсчете решено учитывать среднюю добавочную продуктивность ($\Delta\rho$), и площадь эксплуатируемых блоков с учётом коэффициента рудоносности (K_p). Средняя добавочная продуктивность ($\Delta\rho$) получается из разности средней продуктивности по шахтному полю (ρ_2) по результатам КНД-М и остаточной продуктивности (ρ_1) 1,3 кг/м² после первичной отработки до 1996 г.

По ш.п. № 5 средняя продуктивность (ρ_2) по КНД-М с учетом K_p равна 2,18 кг/м², значит средняя добавочная продуктивность ($\Delta\rho$) будет составлять: $\Delta\rho = \rho_2 - \rho_1 = 2,18 - 1,3 = 0,88$ кг/м².

Как пример: при подготовленной эксплуатационной площади ш.п. № 5, равной 100 тыс.м², прирост запасов (ΔM) составит:

$$\Delta M = \Delta\rho \times S = 0,88 \times 100 \text{ тыс. м}^2 = 88,0 \text{ т.}$$

Сводные данные по подсчету запасов по результатам ГК и КНД-М за период дополнительной эксплуатации на шахтных полях № 1, № 2, № 3, и № 5 месторождения «Сабирсай» приводятся в табл. 3, а динамика добычи металла по шахтным полям рудника «С» на рис. 2.

Таким образом, проведенным комплексом работ по «Проекту доработки запасов плановых потерь оставшихся в недрах» за 2000 – 2002 гг. был собран фактический материал, позволивший на его основе перенести полученный опыт на продолжение добычи запасов оставшихся в недрах после первичной отработки способом ПВ на другие шахтные поля, и уже в июле 2003 г. была начата повторная добыча оставшихся в недрах, так называемых, плановых потерь на ш.п. № 2, а с середины 2005 г. вовлечены в отработку запасы (плановые потери) ш.п. № 3. Из табл. 3 видна суммарная добыча и коэффициенты

извлечения с начала повторной эксплуатации ш.п. № 1, № 5, № 2, № 3 на 01.11.2006 г.

Проанализирован комплекс опытно-эксплуатационных работ, необходимо отметить несколько как положительных, так и отрицательных факторов, которые необходимо учитывать при подготовке к повторной отработке оставшихся в недрах запасов (в виде рекомендаций);

1. Благоприятными для повторной отработки считаются площади, где применяемые ранее параметры технологических ячеек, позволяют предположить наличие «непроработанных целиков», и на которых (по соотношению КНД-М и ГК) осталось не менее 20-35% запасов.

2. При повторной эксплуатации необходимо выбирать такую схему расположения технологических скважин, которая позволяла бы создать элементарную ячейку с максимальной площадью, увеличить расстояния между рядами и изменить направление расположения рядов от первоначального на 15-45 градусов с целью предотвращения попадания в зоны «каналов» бывших потоков растворов.

3. При гексагональной ячейке с откачной скважиной в центре, выбирать максимальное расстояние 40-50-60 м между откачными и закачными скважинами, но не более 70 м т.к. возможны растекания растворов как в плане, так и вертикально по разрезу и разубоживание растворов.

4. Одновременно с увеличением площади элементарной ячейки резко снижаются объёмы бурения (на 30-45%), увеличивается эффективность бурения.

5. Дебиты откачных скважин на площадях повторной отработки практически всегда выше, чем первичные, на 10 – 40% и достигают 8-16 м³/ч, что позволяет применять высокодебитные

Таблица 3

Таблица подсчета запасов и добычи I-го и II-го этапов эксплуатации месторождения «Сабирсай»

№ ш.п.	Первоначальный подсчет запасов перед I этапом добычи	Добыто за I этап (до 1996 г.)	Плановые потери в недрах (остатки запасов после I этапа добычи)	Повторно подготовленные запасы (методом ГК и КНД-М) перед II-этапом доработки	Добыто повторно из плановых потерь	Коэффициенты извлечения на 01.11.2006 г.
1 ш.п.	1136 т	863 т	272 т (24%)	311 т (за счет вовлечения в добычу запасов, отработанных горным способом до 1984 г.)	236 т	75,8% добыча продолжается
5 ш.п.	3192 т	2232 т	960 т (30%)	604 т (2000 г. май)	413 т	68,3% добыча продолжается
2 ш.п.	2682 т	2032 т	650 т	680 т (за счет вовлечения запасов, обрабатываемых горным способом до 1980г.)	460 т	67,6% добыча продолжается
3 ш.п.	2029 т	1324 т	705 т (34,8%)	482 т	84 т	17,4% добыча продолжается
Рудник «С»	9039 т	6451 т	2587 т	2077 т	1193 т (на 01.11.2006 г.)	57,4%

насосы. Это снижает время отработки блока или ячейки.

6. За счет того, что пласт изначально закислен, появление промышленных содержаний урана в растворах отмечается в первый месяц, а иногда и сразу при строительной прокачке (20-60 мг/л и выше).

7. Резко сокращаются расходы серной кислоты на всех стадиях выщелачивания. Концентрация кислоты в рабочих растворах на первой стадии 10-12 г/л, затем снижается до 7-10 г/л, а при выходе на стабильную добычу снижается до 5 г/л и ниже.

8. При разработке конструкции скважин необходимо учитывать, что верхний край фильтра должен совпадать с границей рудной зоны, а нижний следу-

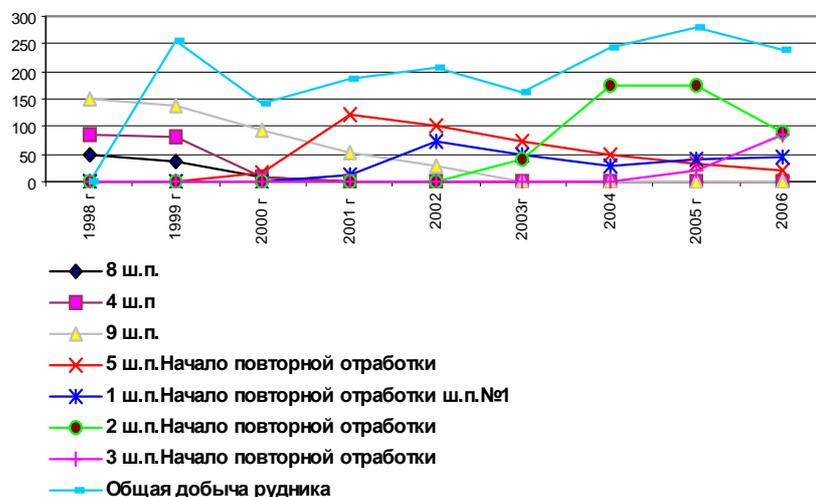


Рис. 2. Динамика добычи металла по шахтным полям рудника «С»

ет расположить на 1 км глубже рудной зоны.

9. За период между первыми добычными работами и повторной обработкой проходит от 2-х и более лет, в течение которого происходит перемещение фронта сернокислых растворов как горизонтально в плане, так и вертикально по разрезу с вовлечением в процесс выщелачивания ранее не учтенных, крыльевых забалансовых руд.

10. За счет вовлечения в обработку крыльевых, забалансовых руд отмечаются длительные по времени, и средние концентрации растворов откачных скважин. Длительность добычи определяется экономической целесообразностью (не менее 3 кг/сут на 1 отк. скв.).

11. Возможность использования старой инфраструктуры – ЛЭП, дороги, старые карты отстойники, фундаменты ЛСУ, насосные, расходные склады СДЯВ, старые здания АБК, подсобные склады и т.д. снижают материально-технические затраты.

Из рис. 2 видно, что поддерживать добычу на уровне 220 - 240 т/год было бы невозможно без начатой в 2000 г. повторной обработки урана, а дальнейшее развитие уранодобывающей отрасли комплекса ЮРУ и продление его жизни стало возможным благодаря вовлечению в обработку старых площадей.

УДК 622

© Бурксер А.А., Чумакин Р.В. 2007 г.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ И МЕЛКОШПУРОВОЙ ОТБОЙКОЙ РУДНЫХ ТЕЛ, ЗАЛЕГАЮЩИХ В СИЛЬНОТРЕЩИНОВАТЫХ И НЕУСТОЙЧИВЫХ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЧАРМИТАН

Бурксер А.А., главный инженер Южного рудоуправления НГМК; Чумакин Р.В., начальник горного отдела Южного рудоуправления НГМК

Месторождение Чармитан эксплуатируется Зармитанским золотодобывающим рудником с 1978 г. открытым способом. Подземная добыча начата с 1989 г.

Проект на строительство подземного рудника Зармитан был разработан в 1975 г. институтом «Средазнипроцветмет». За период эксплуатации рудника было установлено, что ряд физико-механических показателей горных пород не соответствует величинам, приведенным в геологических материалах и заложенным в технический проект на строительство рудника.

В большей степени это относится к системе рудных тел 7, в которых сосредоточено порядка 10% всех переданных запасов месторождения Чармитан (рис. 1, 2).

Рудное тело 7 (7^а - 7^с) находится в центральной части месторождения, между Промежуточным (на западе) и Каратепинским (на востоке) разломами и характеризуется расположением целой серии сближенных рудных тел. Морфологию данной группы рудных тел существенно осложняет послерудная тектоника, разобщающая блоки подсчета запасов на расстояние до нескольких десятков метров. Из чис-

ла секущих выделяются две системы разрывов: СВ простирания с крутым падением на СЗ; СЗ простирания со средними углами падения к СВ. Широко развита и система разрывов, субпараллельных залегаению рудных тел, проявленная в ряде случаев и в плоскости рудных тел.

Целостность общей картины послерудной тектоники затуманивается и тем, что отдельные разрывы ветвятся, дробя амплитуду смещения, сливаются или причленяются разрывами различной ориентировки, погашая или увеличивая амплитуду смещения в плоскости рудных тел, усложняя их морфологию.

Система рудного тела 7 имеет ряд инженерно-геологических особенностей. К ним относятся:

- **геолого-тектонические условия.** Система рудных тел 7 сложена в основном кварцевослюдистыми сланцами и роговиками, прорванными граносиенитами и сиенитами. Разрывные нарушения представлены двумя группами: продольно-параллельными к складчатым структурам и диагональными. Продольные разрывные нарушения связаны с линейной складчатостью и обычно приурочены к крыльям складок. Смесители их наклонены

в сторону общего падения слоев. Морфологически они представляют собой сдвиг.

- **избыточное напряженное состояние.** Анализ напряженно-деформированного состояния массива пород показал, что вертикальные напряжения составляют 2,67 МПа, горизонтальные – 2,15 МПа. В инженерно-геологическом отношении породы, слагающие зону рудного тела 7 относятся чаще всего к неустойчивым и представлены кварцево-сланцевыми сланцами, приуроченными к зонам дробления и тектонических нарушений. Породы имеют повышенную трещиноватость и значительные напряжения, что требует постоянного наблюдения за напряженно-деформированным состоянием массива горных пород при очистной выемке.

- **трещиноватость и устойчивость горных пород.** В целом по месторождению выделяется три типа участков по степени трещиноватости: слабо-трещиноватые – модуль трещиноватости составляет в среднем 1,4-1,6 тр/п.м., среднетрещиноватые – 2,6 тр/п.м., сильнотрещиноватые – 5,0 тр/п.м.

Модуль трещиноватости пород слагающих зону рудного тела 7 относится к третьему типу, т.е. равен или больше 5,0 тр/п.м. На участке рудного тела 7 преобладают продольные диагональные трещины. Наиболее опасными с точки зрения устойчивости являются выработки, пройденные по ним или пересекающие их под косым углом.

На месторождении Чармитан выделено три типа инженерно-геологических участков по устойчивости: устойчивые, относительно устойчивые, неустойчивые.

Зона расположения системы рудного тела 7 относится к неустойчивому типу и представлена кварцево-сланцевыми сланцами, реже сиенитами, приуроченными к зонам дробления. При разработке без крепления возможно разрушение, расслаивание и обрушение пород, сопровождаемое вывалами с образованием куполов.

Значительные отличия системы рудных тел 7 от рудных тел всего месторождения в целом определили необходимость применения вариантов систем разработки, учитывающих конкретные горно-геологические условия.

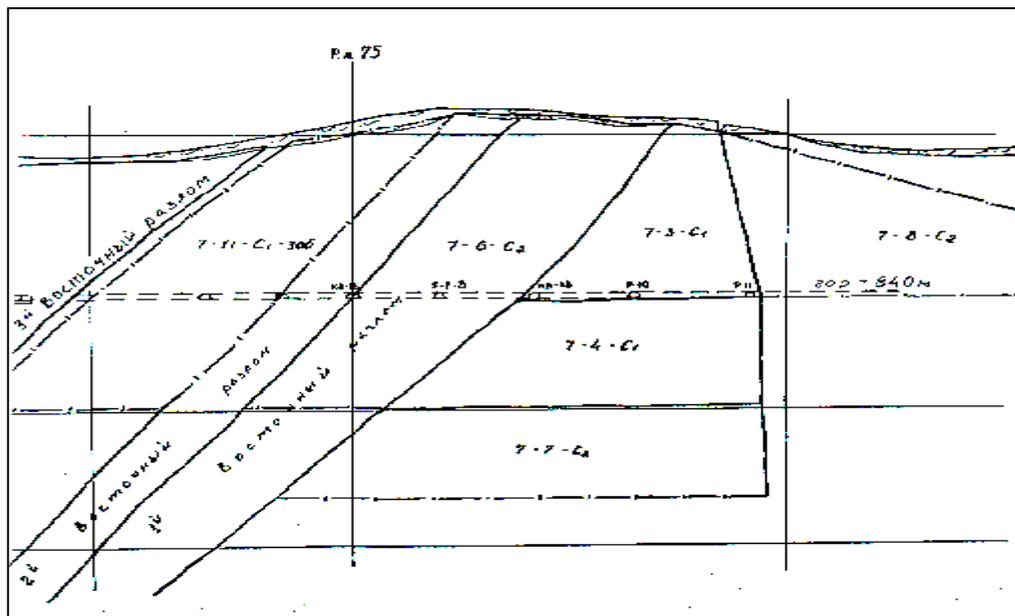


Рис. 1. Вертикальная проекция системы рудного тела 7

Для оптимизации параметров отработки блоков по системе рудных тел 7 на руднике Зармитан более 12 лет проводились научно-исследовательские и опытные работы силами институтов «Средазипроцветмет» и «Иргиредмет».

Работы велись как по внедрению различных систем разработки, так и по опробованию различных вариантов подготовки и отбойки блоков на базе применяемых систем разработки.

Основными критериями оценки сравниваемых вариантов отработки блоков были приняты: 1 - себестоимость добычи руды; 2 - производительность труда рабочего; 3 - полнота выемки запасов.

При выборе систем разработки рудных тел мощностью до 4,0 м и, руководствуясь условиями залегания группы рудных тел 7, рассматривались три системы разработки: 1 - с магазинированием руды; 2 - с распорной крепью; 3 - с закладкой выработанного пространства.

Система разработки с закладкой выработанного пространства наряду с высокой трудоемкостью, материало- и энергоемкостью требует также строительства закладочного комплекса, что является в настоящее время не приемлемым и требует отдельного рассмотрения.

Система разработки с распорной крепью показала не только значительную трудоемкость работ по креплению очистного пространства и неоправданно большой расход крепежного материала (рудстойки), но и заметное снижение эффективности переработки руды, за счет увеличения количества «щепы» в полуфабрикате на выпуске.

Проводились опытные работы также и по внедрению различных вариантов системы разработки с магазинированием руды. Наиболее заметными из предлагаемых вариантов, предусматривающих под-

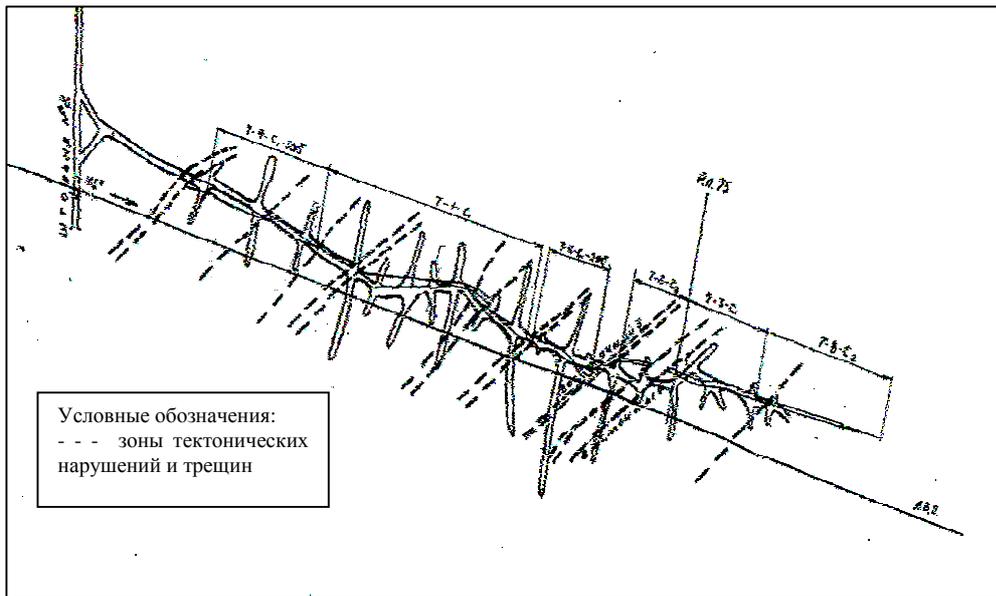


Рис. 2. Геологический план гор. +840 м (система рудного тела 7)

держание неустойчивых вмещающих пород висячего бока, явились: 1 - оставление рудных целиков в очистном пространстве; 2 - отработка блоков короткими магазинами; 3 - установка глубоких тросовых анкеров по падению рудного тела.

Весь комплекс указанных научно-исследовательских и опытных работ на руднике Зармитан по эффективной отработке группы рудных тел 7 ощутимых результатов не принес и таким образом, до 2005 г. приемлемого решения данной проблемы найдено не было.

Между тем, оставшиеся запасы руды пригодные к отработке на рабочих горизонтах рудника Зармитан сосредоточены в большей степени в системе рудных тел 7. Дефицит руды на вскрытых горизонтах заставил изучить проблему добычи руды, расположенной в зонах ослабленных пород более глу-



Рис. 3. Крепление вмещающих пород висячего бока в очистном блоке

боку. В результате всестороннего анализа данного вопроса был выявлен основной влияющий фактор сверхнормативного разубоживания и потерь руды при отработке запасов группы рудных тел 7 - неустойчивость висячего бока очистного пространства и, как следствие, вывалы и отслаивание вмещающих пород. Поэтому, усилия специалистов Южного рудоуправления были сосредоточены на решении данной проблемы - необходимости искусственного

крепления пород висячего бока. Для этого был разработан ряд организационно-технических мероприятий и представлены на рассмотрение варианты поддержания вмещающих пород висячего бока (рис. 3). При рассмотрении вариантов крепления очистного пространства был принят вариант анкерного крепления пород висячего бока с использованием тросовых стяжек.

Длина анкеров была определена исходя из размеров свода отслоившихся пород в висячем боку от действия растягивающих напряжений на поверхности обнажения.

Для определения высоты свода (b), которая зависит от величины пролета (длины блока $l_{\text{бл}}$), было использовано соотношение:

$$\frac{b}{l_{\text{бл}}} = \frac{(1,12 - b) \cdot g \cdot H \cdot s_{\text{р.конт}}}{(1,13 + 4,9 \cdot b) \cdot g \cdot H \cdot 4,9 \cdot s_{\text{р.конт}}}$$

где g – объемный вес пород висячего бока, т/м^3 ;

H – глубина ведения горных работ, м;

β – коэффициент бокового распора.

$$b = \frac{m}{(1 - m)} = \frac{0,19}{(1 - 0,19)} = 0,23,$$

где μ – коэффициент Пуассона, ($\mu = 0,19$);

$\sigma_{\text{р.конт}}$ – растягивающие напряжения по контуру пород висячего бока, т/м^2 .

Растягивающие напряжения пород висячего бока составляют:

$$s_{\text{р.конт}} = g \cdot H \cdot \left(\frac{l_{\text{бл}}}{4,5 + 0,8 \cdot l_{\text{бл}} - b} \right) \cdot \cos\left(\frac{\rho}{4} - \alpha\right)$$

α – угол падения жилы, град.

$$s_{\text{р.конт}} = 2,58 \cdot 60 \cdot \left(\frac{60}{4,5 + 0,8 \cdot 60} \right) - 0,23 \cdot \cos\left(\frac{180}{2} - 65\right)$$

$$\frac{b}{l_{\text{бл}}} = \frac{(1,12 - 0,23) \cdot 2,58 \cdot 60 \cdot 128}{(1,13 + 4,9 \cdot 0,23) \cdot 2,58 \cdot 60 \cdot 4,9 \cdot 128} = 0,01$$

Отсюда $b=0,01 \times 60 = 0,6$ м.

С учетом требований по размещению «замка» анкера за пределами зоны повышенных напряжений длина анкера составит 0,8 м.

Расстояние между анкерами при размещении их по прямоугольной схеме определяется исходя из веса пород в пределах свода обрушения (в зоне растягивающих напряжений):

$$l_p = \sqrt{\frac{P_H}{k \cdot g \cdot b}}$$

где P_H – усилие натяжения анкеров, $P_H=1,1$ тн

k – коэффициент запаса прочности;

b – высота свода обрушения, м.

$$l_p = \sqrt{\frac{1,1}{1,5 \cdot 2,58 \cdot 0,6}} = 0,7 \text{ м}$$

Фактическая длина анкеров в условиях отработки рудных тел 7 изменяется от 0,5 до 1,8 м, расстояние между анкерами от 0,6 до 1,0 м.

Диаметр тросовой стяжки ($\varnothing 9$ мм) был определен из условия вывала двух анкеров, расположенных в смежных рядах.

Учитывая, что установка анкерного крепления является достаточно трудоемким процессом, с целью оптимизации крепежных работ необходимость и параметры крепления определяются участковым геологом.

Основными критериями при этом являются: угол падения рудного тела и характеристика вмещающих пород, которые могут существенно изменяться даже по простиранию одного блока. Применение анкерного крепления пород висячего блока в очистных блоках привело к существенному снижению величины потерь и разубоживания по отношению к блокам отбиваемым без крепления. Как видно из представленных графиков качество добываемой руды возросло почти в 1,5 раза. Это имеет огромное значение не только для улучшения экономических показателей рудника Зармитан, но и в целом по выпуску золота в полуфабрикате Южным рудоуправлением.

При ведении добычных работ в неустойчивых породах самопроизвольное отслаивание вмещающих пород приводит не только к чрезмерному вторичному разубоживанию руды, но и к увеличению неконтролируемого выхода некондиционных кусков породы (негабаритам). Возросший выход негабарита из очистных работ приводит в свою очередь к увеличению непроизводительных затрат времени на его

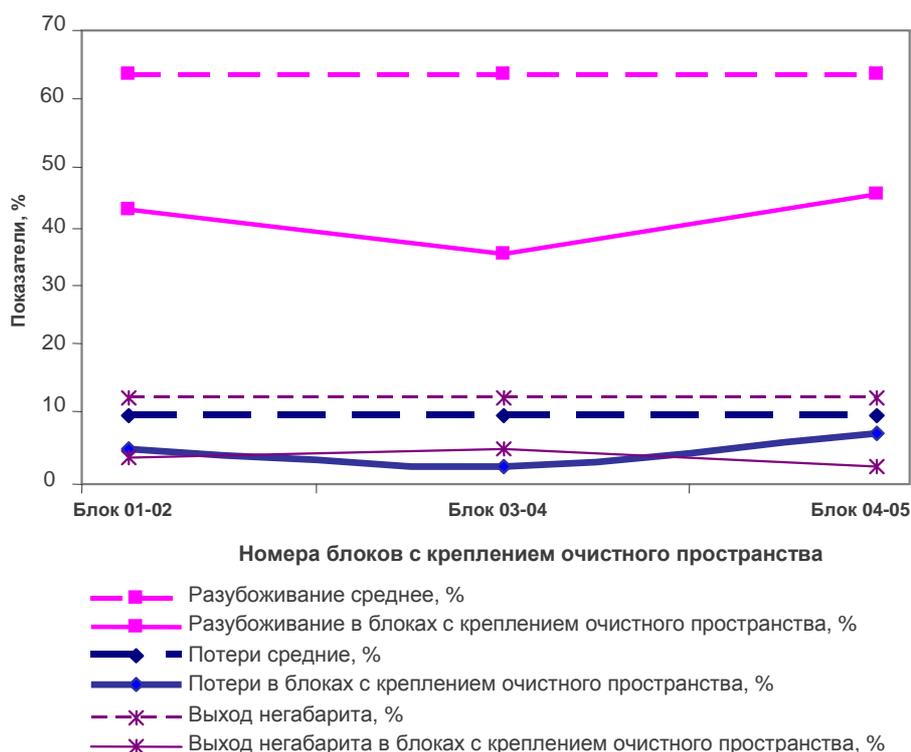


Рис. 4. Графики изменения показателей потерь, разубоживания и выхода негабарита из очистных блоков при использовании крепления пород висячего блока

ликвидацию и, как следствие, к снижению производительности ГРОЗ.

Опыт ведения добычных работ при отработке группы рудных тел 7 с использованием анкерного крепления пород висячего бока показал по сравнению с другими вариантами поддержания неустойчивых вмещающих пород, как в процессе отбойки, так и при выпуске руды из блока не только свою эффективность (рис. 4), но и большую универсальность данной системы.

Так, часть блоков, обрабатываемая на западном фланге месторождения по группе рудных тел 2, в целом расположенной в устойчивых вмещающих породах, пересекается тектоническими разломами. Перенесение опыта отработки рудных тел 7, т.е. использование анкерного крепления неустойчивых вмещающих пород в таких блоках позволило существенно увеличить полноту выемки и свести потери руды до минимума.

Согласно перспективному плану развития рудника Зармитан глубина разработки месторождения в ближайшие 10 лет достигнет 1 км. С ростом горного давления актуальность поддержания очистного пространства при отработке всего месторождения в целом будет только возрастать.

Таким образом, можно с уверенностью сказать, что существует насущная потребность в продолжении работ по данному направлению и дальнейшее совершенствование параметров анкерного крепления очистного пространства в системах разработки с магазинированием руды.

ИССЛЕДОВАНИЯ И АНАЛИЗ ЕСТЕСТВЕННОЙ СЕЙСМИЧЕСКОЙ ОБСТАНОВКИ НА ТЕРРИТОРИИ НГМК И В РАЙОНЕ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Лукишов Б.Г., начальник сейсмической лаборатории ВНИПИпромтехнологии, канд. физ.-мат. наук; Тер-Семенов А.А., ст. научный сотрудник ВНИПИпромтехнологии; Федянин А.С., начальник геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Начиная с 1996 г. в районе карьера Мурунтау лабораторией сейсмической безопасности и геофизических методов контроля ФГУП ВНИПИпромтехнологии при участии сотрудников геомеханического бюро карьера Мурунтау проводятся периодические сейсмические и магнитометрические наблюдения за динамической картиной развития карьера, характером колебаний бортов в момент прохождения волн от технологических взрывов.

Параллельно обрабатываются материалы по внешним сейсмическим воздействиям (изучаются данные о землетрясениях, глубинной и скоростной структуре земной коры в районе карьера Мурунтау) и фактические данные по деформациям бортов, уступов и отвалов карьера.

Нормативная сейсмическая балльность для территории, на которой находится карьер Мурунтау, в настоящее время составляет 7 баллов по шкале MSK-64.

В этой связи необходимо проведение специальных исследований и более детального контроля сейсмической обстановки в указанном районе.

В работе [1] разработана методология сейсмического районирования, отражающая иерархическое структурно-динамическое единство геологической среды и развивающихся в ней сейсмогеодинамических процессов.

Главным и самым ответственным звеном в сложной цепи сейсмологических и геолого-геофизических исследований по районированию сейсмической опасности и долгосрочному прогнозу

землетрясений является сейсмогеодинамика, изучающая особенности сейсмичности как результат динамики земной коры и всей литосферы с учетом их структуры, прочностных свойств и процессов разрушения на разных масштабных уровнях.

В работе показана структура зон возникновения очагов землетрясений (зоны ВОЗ), создана модель зон ВОЗ Северной Евразии, включающая в себя четыре иерархических масштабных уровня. Зоны ВОЗ, как и землетрясения классифицируются по магнитуде M с шагом $0,5 \pm 0,2$ единицы магнитуды. Верхний порог магнитуды определяется реальной сейсмогеодинамической обстановкой, а нижний надежностью регистраций землетрясений минимальной магнитуды, но представляющих определенную сейсмическую опасность особо ответственным промышленным объектам.

За период существования карьера Мурунтау (1979-2006 гг.), он подвергался сейсмическому воздействию примерно 300 землетрясений с магнитудой $M > 3,5$ в радиусе 500 км от карьера.

На рис. 1 и 2 представлены количество землетрясений с $M > 3,5$ в год в зоне радиусом 500 км от карьера Мурунтау и распределение их по магнитудам (M), за период наблюдений с 1979 г. по сентябрь 2006 г.

На территории Навоийской области весьма важным является ведение сейсмического мониторинга, что в настоящее время осуществляется двумя автономными комплексами сейсмического мониторинга (АКСМ) в городах Навои и Зарафшан. Аналогичный комплекс, установленный на карьере Мурунтау для мониторинга устойчивости его бортов, также должен быть использован и в сети сейсмического мониторинга территории области.

В качестве примера на рис. 3 показаны сигнал и спектр землетрясения, произошедшего 08.03.2006 г. в районе Газли (в 100 км Северо-Западнее г. Бухары), зарегистрированные в г. Навои.

Столь детальные исследования и анализ сейсмического режима территории НГМК необходимы для понимания процессов накопления макро- и микродеформаций и разрушений, процессов релаксации во вмещающем карьер

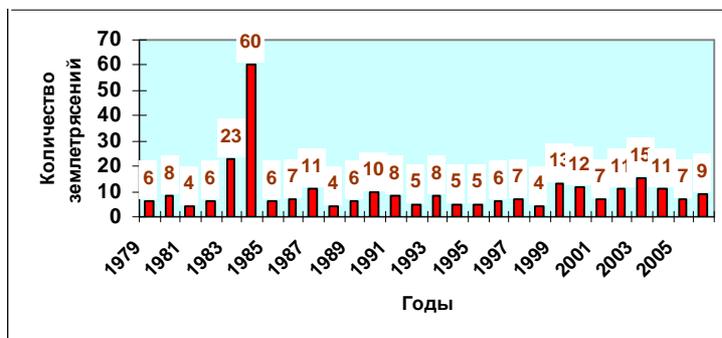


Рис. 1. Количество землетрясений с $M > 3,5$ в год в зоне радиусом 500 км от карьера Мурунтау за период наблюдений с 1979 г. по сентябрь 2006 г.

массиве горных пород, отвечающих за состояние и устойчивость элементов карьера и последующей разработки методик их регистрации.

Анализ уже произошедших деформаций элементов карьера Мурунтау показывает, что причиной разрушения бортов, как правило, были не выявленные ранее поверхности ослабления массива – одиночные, ориентированные параллельно борту, либо сопряженные, образующие желобчатые поверхности сдвига, глубокие трещины. При этом наибольшей подвижностью структурных элементов отличаются участки горных сооружений, сложенные высокопрочными гранитоидами, с ярко выраженной блоковой структурой выходов скальных пород, значительной крутизной склонов (местами до 50%) и наличием видимых проявлений склоновых явлений (локальное обрушение горных пород и осыпи).

Поэтому, выявление живущих и потухших зон разломов, выявление связей между техногенной деятельностью и возможной местной сейсмичностью, определение характера фона микросейсм и их источников, а также выявление характера деятельности и местоположения производств, вызывающих оживление зон разломов, являются задачами, ждущими решения.

Это невозможно, в частности, без точного знания структуры поверхности кристаллического фундамента под карьерным полем карьера Мурунтау, так как здесь существенную роль играет характер блоковости верхней части кристаллического основания: крупноблоковость или мелкоблоковость.

Последнее имеет положительное значение, так как в этом случае напряжение в коре не будет долго накапливаться, а будет периодически разряжаться в виде слабых подвижек по разломам [2].

Влияние крутопадающих тектонических нарушений, способствующих

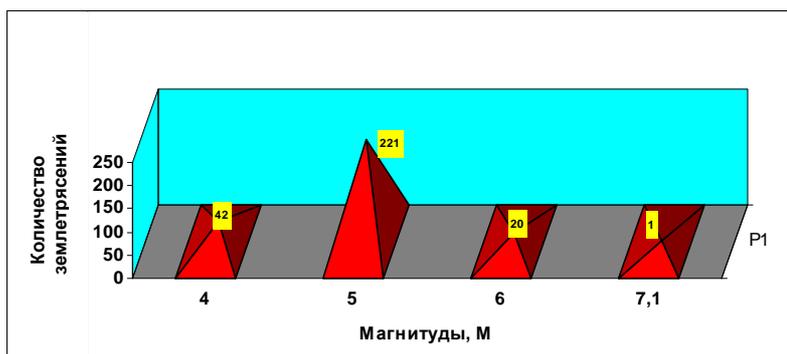


Рис. 2. Распределение землетрясений по магнитудам (М) в зоне радиусом 500 км от карьера Мурунтау за период наблюдений с 1979 г. по сентябрь 2006 г.

отрыву массива, несомненно, характерно для нарушений на карьере Мурунтау.

На карьере отмечаются круглые тектонические нарушения с ослабленными физико-механическими свойствами в зоне их влияния.

Так, например, на северном борту выявлен участок деформирования откоса нерабочего уступа в предельном положении (деформация № 43), где отмечается совпадение линий откоса уступа с простираем пород, падение пород в сторону выработанного пространства, а также расположение участ-

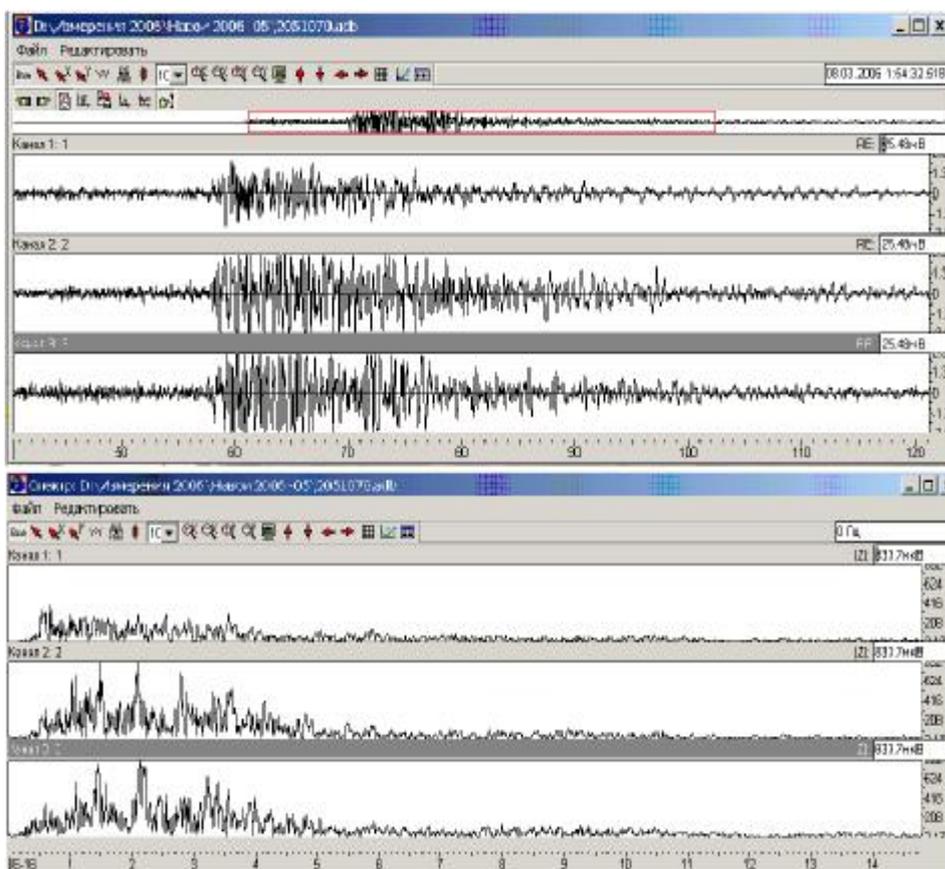


Рис. 3. Регистрация землетрясения с М=4.9 (в 100 км СЗ г. Бухары) в районе г. Газли и его спектр на сейсмостанции в г. Навои

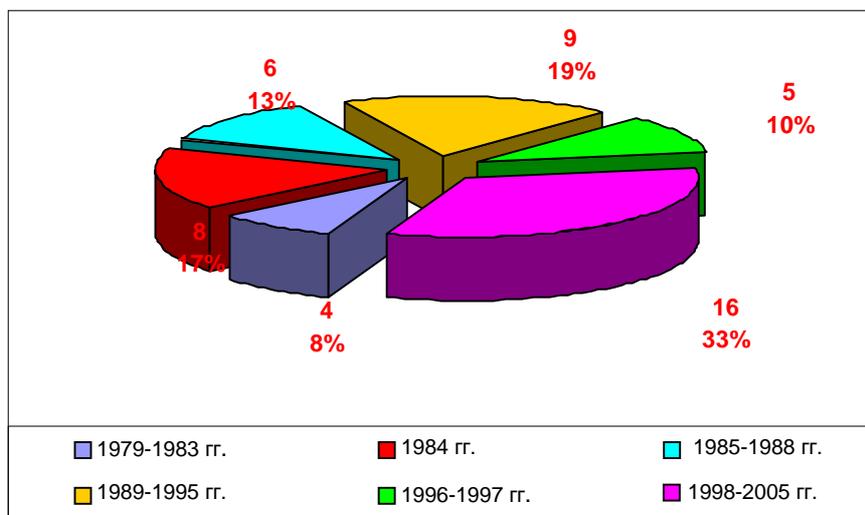


Рис. 4. Количество деформаций бортов карьера Мурунтау за период с 1979 г. по 2005 г.

ка деформации между Меридиональным и Субширотным разломами, в пределах которых породы подвергнуты трещиноватости и рассланцеванию [3].

Из анализа количества зарегистрированных за время наблюдений деформаций бортов и уступов карьера Мурунтау следует, что максимальная "плотность" нарушений приходится на ту часть карьерного поля, которая характеризуется высокой степенью разрывных тектонических нарушений, сопровождаемых прослоями углеродистослюдистых и динамосланцев.

Аналогичная картина может наблюдаться и в будущем, при создании контура карьера 4-ой очереди.

Подобной же картины обрушений следует ожидать и в зоне Южного разлома, сопровождаемого многочисленными прослоями большой мощности динамосланцев и углеродисто-слюдистых сланцев.

Главный фактор, влияющий на устойчивость откосов в скальных и полускальных породах, - структурная нарушенность законтурного массива (тектонические разломы) и, практически, во всех случаях ширина призмы обрушения соизмерима с высотой борта карьера.

Документально с 1979 г. по 2005 г. зарегистрировано 48 случаев деформаций бортов карьера Мурунтау (рис. 4).

Как следует из диаграммы на рис. 4, наибольшее

число деформаций - 8 шт. было отмечено в 1984 г. Известно, что в указанном году в районе г. Газли произошло глобальное землетрясение с магнитудой $M=7,1$, сопровождаемое множеством форшоков и афтершоков (рис. 1).

По числу упоминаний в горнотехнической литературе, факторы, соответствующие проявлению горных ударов и локальных землетрясений с последующими возможными, в частности, деформациями элементов карьеров, располагаются в некоторой последовательности.

Они делятся на:

- неуправляемые - природные или горно-геологические факторы, включая физико-механические свойства пород, геологические нарушения, глубина залегания ископаемого, новейшие и современные тектонические напряжения, "далекие" землетрясения, рельеф местности, генетические силы и т.д.;

- управляемые горнотехнические факторы, в том числе влияние буровзрывных работ, системы разработки и т.п.

Механизм деформирования открытой горной выработки типа карьера или отвала горных пород определяется взаимодействием 3-х факторов:

- нагрузки (гравитация, тектоника, сейсмика, технология горных работ);
- пространственная геометрия сооружения: его размеры (высота уступа, угол откоса и форма борта – выпуклая, вогнутая, смешанная);
- свойства слагающих вмещающий сооружение массив горных пород (геомеханическая модель).

Как отмечалось выше, наиболее информативными факторами оказались геотектоническая ситуация и разновидность вмещающих горных пород. Действительно, в течение 1984 г., когда произошло глобальное Газлийское землетрясение на глубине $H=25$ км с магнитудой $M=7,1$, на карьере Мурунтау отмечено 8 случаев деформаций (оползней) элементов карьера, что составляет примерно 17% от общего числа деформаций, зарегистрированных за 26 лет наблюдений.

Список литературы:

1. Уломов В.И. Сейсмогеодинамика и сейсмическое районирование северной Евразии. Вулканология и сейсмология, № 4-5, 1999.
2. Курскеев А.К. Проблемы прогнозирования землетрясений. Алма-Ата, "Наука", 1990. (Академия наук Казахской ССР, институт сейсмологии).
3. Ершов В.П., Бирик И.П. Способ обрушения ослабленного участка борта карьера. Горный Вестник Узбекистана, № 4, 2003.

РЕЗУЛЬТАТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПЕРВИЧНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОБ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДАУГЫЗТАУ

Ахмедов Х., зав. лабораторией института минеральных ресурсов Госкомгеологии РУз, канд. техн. наук; Солижанова Г.К, ассистент кафедры ОПИ ТГТУ

Основными направлениями экономического и социального развития Республики Узбекистан является удовлетворение потребностей народного хозяйства в цветных, редких, благородных металлах и др.

Для решения этой задачи требуется резкое увеличение объемов добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых. Основными в переработке многих типов полезных ископаемых являются флотационные методы обогащения. Разработка технологии обогащения проб руды Даугызтауского месторождения является актуальной [1-4].

В табл. 1 приведены результаты химического анализа средней пробы руды. Главными рудными минералами в пробе является пирит и арсенопирит. С ними связано субдисперсное золото, а также антимонит. Основными нерудными минералами являются кварц, слюда, карбонаты, каолинит, полевошпат и глинистые минералы. Содержание в пробе золота – 3,6 г/т и серебра - 8,6 г/т. В пробе руды Даугызтау по данным рационального анализа установлено, что основная масса золота связана с пиритом и арсенопиритом, количество свободного золота равно не более 5–5,5%. Золото в сульфиде имеет субмикроскопическую вкрапленность, при измельчении до 40 мк не освобождается, поэтому извлечение цианированием составляет 3÷5% от исходной руды.

Проба руды является трудным объектом для обогащения и гидрометаллургии, вследствие тонкой вкрапленности золота, что может ухудшить показатели флотации и затруднить цианирование огарков полученных при обжиге сульфидных концентратов. С исследованными пробами руды выполнены различные варианты опытов флотации по подбору необходимой крупности помола, расхода реагентов и др. В результате проведенных технологических исследований предложена схема обогащения (рис.).

Для определения технологических показателей получаемых по двухстадиальной схеме флотации в замкнутом цикле, были проведены опыты по принципу непрерывного процесса (рис.). Результаты этих опытов приведены в табл. 2. Из табл. 2 следует, что двухстадиальная схема флотации руды позволяет получить сульфидно-мышьяковый концентрат, содержащий 65-70 г/т золота при извлечении 92,7–93,5% от руды. При завороте камерного продукта промпродуктовой флотации в операцию контрольной флотации извлечение сурьмы в золотосодержащий концентрат повышается примерно на 10%. Содержание серебра в концентрате составляет 48–50 г/т при извлечении 34,6–40% от руды.

Флотация руды по двухстадиальной схеме, с обогащением промпродуктов в отдельном цикле, обеспечивает получение устойчивых бедных по золоту хвостов.

При обогащении руды по селективной схеме можно получить сульфидный концентрат, содер-

Таблица 1
Результаты химического анализа пробы руды

Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %
Кремнезем	59,4	Мышьяк	0,25
Оксид железа (3 ⁺)	6,3	Оксид углерода	3,14
Оксид титана	0,8	Оксид фосфора	0,15
Глинозем	15,7	Оксид марганца	0,08
Оксид магния	2,52	Сурьма	0,66
Оксид кальция	0,78	+H ₂ O	3,7
Оксид калия	3,75	Углерод	0,38
Оксид натрия	0,6	Золото, г/т	3,6
Сера сульфид	2,37	Серебро, г/т	8,6

Таблица 2
Результаты опытов двухстадиальной схемы флотации проб руды месторождения Даугызтау по принципу непрерывного процесса

Продукты	Выход, %	Содержание, г/т				Извлечение, %				Условия опытов
		%				Au	Ag	As	Sb	
		Au	Ag	As	Sb					
Концентрат	6,8	70,0	48	4,0	1,76	93,5	34,6	87,0	19,8	Заворотом промпродукта
Промпродукт	9,1	0,8	21,2	0,08	0,24	1,5	20,5	2,3	3,6	
Хвосты	84,1	0,3	5,2	0,04	0,55	5,0	44,9	10,7	76,6	
Руда	100,0	5,1	9,4	0,31	0,6	100	100	100	100	
Концентрат	7,3	65	50	9,6	2,55	92,7	40,0	87,6	29,5	Замкнутый цикл
Хвосты	92,7	0,4	6,0	0,04	0,48	7,3	60,0	12,4	70,5	
Руда	100,0	5,1	9,1	0,3	0,63	100,0	100,0	100,0	100,0	

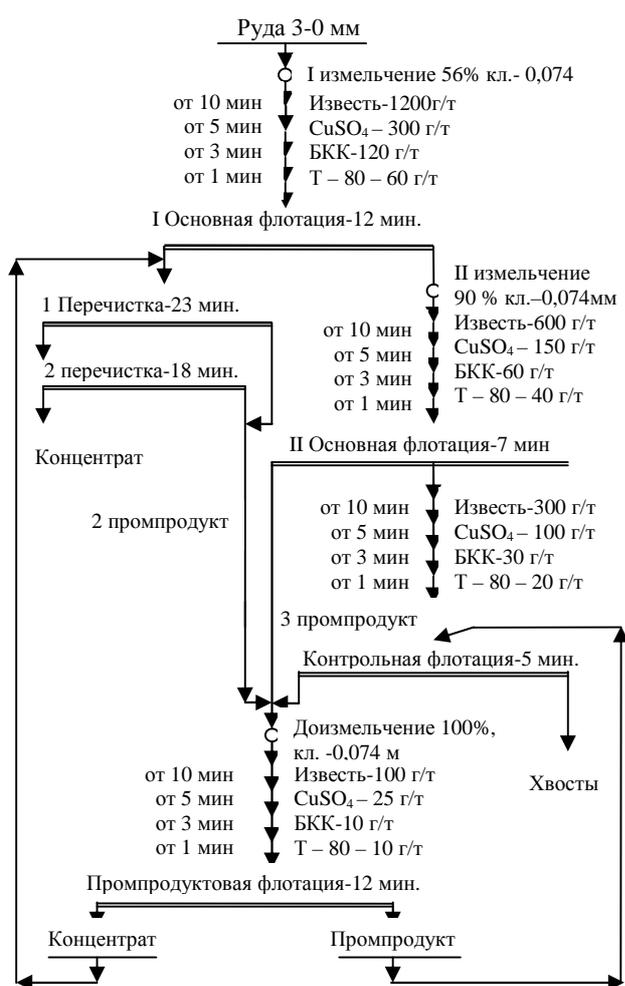


Рис. Схема флотационного обогащения проб руды

переходит в хвосты селективной флотации золото-содержащих минералов. Потери золота с хвостами флотации составляют 6,5%, серебра – 65,4% и сурьмы – 80,2%.

С целью выяснения принципиальной возможности получения кондиционного сурьмяного концентрата из хвостов золотой флотации проводились опыты с двумя перечистками концентрата основной флотации. Реагентный режим основной флотации сурьмяных минералов принят следующий (в г/т): азотнокислый свинец – 400, бутиловый ксантогенат – 150; Т – 80 – 120; серная кислота – 1000.

Продолжительность агитации с реагентами составляла 3 и 1 мин. Время основной сурьмяной флотации – 10 мин.

Реагентный режим 1^{ой} перечистки черного сурьмяного концентрата (в г/т): БКК – 30, серная кислота – 300, время перечистки – 5 мин.

Реагентный режим 2^{ой} перечистки – без реагентов, время флотации – 4 мин. Результаты лучшего опыта приведены в табл. 3.

Как видно из табл. 3, после двух перечисток черного концентрата можно получить богатый сурьмяный концентрат, содержащий 50,2% сурьмы, 0,64 % мышьяка, 11,2 г/т золота и 123 г/т серебра. По содержанию мышьяка этот концентрат не может быть отнесен к 1 сорту сурьмяных концентратов (не более 0,25 % As).

В результате выполненных исследований из проб руды Даугызтауского месторождения по двухстадийной селективной схеме флотации получены:

а) золотосодержащий концентрат с содержанием 70 г/т золота и 48 г/т серебра, при извлечении, соответственно, 93,5 и 34,6 %;

б) сурьмяный концентрат, содержанием 50,2% сурьмы, 0,64 % мышьяка, при извлечении 57,1% сурьмы. Содержание серебра в сурьмяном концентрате составляет 123 г/т при извлечении 8,0%. Сурьмяный концентрат отвечает требованиям 2^{го} сорта СУФ -2; содержание золота -11,2 г/т.

Для вскрытия золотосодержащих сульфидных - мышьяковых

концентратов рекомендуется принять один из способов вскрытия: обжиг + цианирование; биовыщелачивание + цианирование либо азотнокислотное разложение с последующим цианированием кека.

Таблица 3
Результаты сурьмяной флотации с двумя перечистками концентрата

Продукты	Выход, %		Содержание, %		Извлечение, %			
	От операции	От руды	Sb	As, г/т	Sb		As	
					От операции	От руды	От операции	От руды
Сурьмяный концентрат	0,7	0,6	50,22	11,2	71,1	57,1	23,3	1,51
1 промпродукт	8,7	8,1	0,36	1,2	6,3	5,0	31,0	2,02
2 промпродукт	0,5	0,5	0,79	5,6	0,8	0,6	8,3	0,54
Хвосты	90,1	84,0	0,12	0,14	21,8	17,5	37,4	2,43
Хвосты золотой флотации	100	93,2	0,5	0,34	100	80,2	100	6,5

жаций 70 г/т золота, 48 г/т серебра, 4,0 мышьяка, 1,76% сурьмы, 30,83% серы, 5,04% глинозема.

Извлечение золота в этот концентрат составляет 93,5%, серебра – 34,6%. Серебро в пробе руды ассоциирует с сурьмяными минералами и поэтому

Список литературы:

1. Соложенин П.М. Обогащение сурьмяных и ртутных руд. Цветметинформация -М: 1968.
2. Фишман М.А., Зеленов В.И. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. -М: Недра 1967
3. Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов - М: Недра 1988
4. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. -М: Недра 1978, 302с.

ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ОТСТАИВАНИЕ (СГУЩЕНИЕ) ЧАСТИЦ ТВЕРДОЙ ФАЗЫ

Еремеев Д.Н., специалист по реагентам для горно-рудной промышленности ООО «Компания Налко», канд. техн. наук

На процесс отстаивания (сгущения) частиц твердой фазы при обогащении и переработке рудного и нерудного сырья влияет целый ряд факторов. К ним относятся размер частиц твердой фазы, минералогический состав твердой фазы, вязкость, плотность и температура воды (жидкой фазы), содержание твердой фазы в суспензии, добавление флокулянтов.

При свободном падении относительно жидкости частица находится под действием силы тяжести, направленной вниз, подъемной (архимедовой) силы, направленной вверх, и силы гидродинамического сопротивления жидкости.

Скорость свободного падения сферической частицы в среде, которую она приобретает в условиях ламинарного режима при уравнивании силы тяжести и сопротивления среды, можно определить по закону Стокса [1-3]:

$$v_{oc} = d^2 \cdot (\rho - \rho_0) \cdot g / (18 \cdot \eta_0) \quad (1)$$

где: v_{oc} - скорость свободного падения шарообразной частицы, м/с;

d - диаметр частицы, м;

ρ - плотность частицы, кг/м³;

ρ_0 - плотность жидкой фазы, кг/м³;

g - ускорение свободного падения, м/с²;

η_0 - динамическая вязкость жидкой фазы, Па·с.

Как видно из уравнения (1), скорость осаждения частиц будет возрастать с увеличением размера частиц и их плотности, а также с уменьшением плотности и вязкости жидкой фазы.

Уравнение (1) относится к свободному осаждению частиц и позволяет судить о влиянии основных факторов на осаждение. Скорость стесненного осаждения частиц меньше скорости свободного осаждения частиц тех же размеров. Это объясняется тем, что при стесненном осаждении появляется дополнительное сопротивление, связанное с трением и соударением частиц. При стесненном осаждении сближаются скорости осаждения частиц разного размера, но различаются скорости движения частиц по высоте аппарата. Осаждение замедляется одновременно с уплотнением суспензии.

В расчетной практике для определения скорости $v_{ст}$ стесненного осаждения пользуются следующими эмпирическими формулами [1-3]:

- для разбавленных суспензий ($\epsilon > 0,7$):

$$v_{ст} = v_{oc} \cdot \epsilon^2 \cdot 10^{-1,82 \cdot (1-\epsilon)} \quad (2)$$

- для плотных суспензий ($\epsilon \leq 0,7$):

$$v_{ст} = v_{oc} \cdot 0,123 \cdot \epsilon^3 / (1 - \epsilon) \quad (3)$$

$$\epsilon = V_{ж} / (V_{ж} + V_{ч}) \quad (4)$$

где: $v_{ст}$ - скорость стесненного осаждения частицы, м/с;

v_{oc} - скорость свободно осаждающейся частицы, определяемая по формуле (1), м/с;

ϵ - объемная доля жидкости в суспензии;

$V_{ж}$ - объем жидкой фазы в суспензии, м³;

$V_{ч}$ - объем частиц в суспензии, м³.

Согласно закону Стокса (1) с уменьшением *размера частиц* снижается скорость отстаивания. Тонкие частицы твердой фазы практически не оседают без их предварительной агрегации.

Из практики известно [4, 5], что не только размер частиц, но и *минералогический состав* твердой фазы влияет на скорость отстаивания. Так, например, наличие глинистых компонентов оказывает большое влияние на процесс сгущения (отстаивания). Частицы глины имеют форму чешуек или пластинок размерами менее 5 мкм. Поскольку такие частицы имеют большую удельную поверхность, то и молекулярная сила взаимодействия между частицами глины и воды также велика, что осложняет их разделение. Глинистые частицы размером менее 0,2 мкм образуют с водой коллоидную систему. В коллоидных системах скорости осаждения частиц чрезвычайно низкие, что затрудняет их разделение. Если в твердой фазе присутствуют коллоидные частицы или частицы несут на своей поверхности заряд (ξ -потенциал), то необходимо добавить неорганический или органический коагулянт, который дестабилизирует частицы коллоидных размеров через уменьшение поверхностного заряда этих частиц до величины, когда начинают доминировать Ван-дер-Ваальсовы силы, приводящие к агрегации взвешенных частиц.

С повышением *вязкости* жидкой фазы скорость осаждения частиц и степень их уплотнения заметно снижаются, т. к. по закону Стокса (1) скорость свободного падения частицы обратно пропорциональна вязкости жидкой фазы. Вязкость же в свою очередь зависит от температуры, а также состава жидкой фазы [6, 7].

С повышением температуры вязкость воды снижается (рис. 1). С повышением концентрации растворенных веществ, т. е. с повышением солесодержания, вязкость воды (раствора) увеличивается.

На скорость отстаивания частиц, согласно закону Стокса (1), влияет *плотность* жидкой фазы – с ее понижением возрастает скорость свободного падения частицы. Плотность воды, так же как и

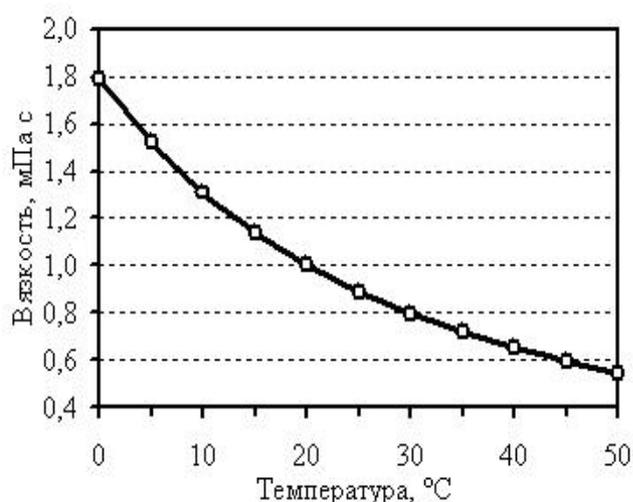


Рис. 1. Зависимость вязкости воды от температуры

вязкость, снижается при повышении температуры (рис. 2) [6, 7]. С увеличением солесодержания плотность воды повышается [6, 7], а это приводит к

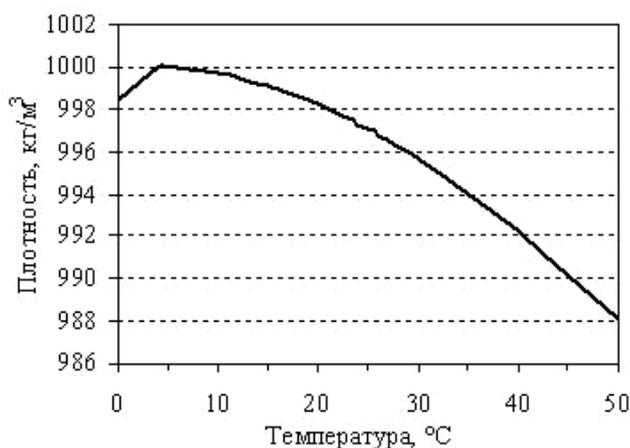


Рис. 2. Зависимость плотности воды от температуры

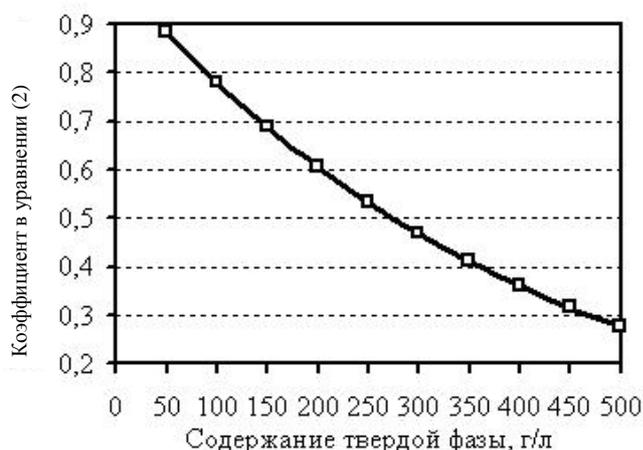


Рис. 3. Зависимость коэффициента $e^2 \times 10^{-1,82 \times (1 - \epsilon)}$ в уравнении (2) от содержания твердой фазы в суспензии ($\gamma = 2,5 \text{ г/см}^3$)

снижению скорости отстаивания частиц.

Снижение температуры приводит к повышению вязкости и плотности воды [6, 7], что в свою очередь вызывает снижение скорости отстаивания частиц. Из литературы известно, что с повышением температуры возрастает скорость отстаивания всех разновидностей твердых фаз.

Простой расчет показывает, что при снижении температуры воды с 25°C до 5°C скорость свободного падения шарообразной частицы с плотностью 2,5 г/см³ снижается в 1,71 раза только за счет изменения вязкости и плотности воды.

Содержание твердой фазы в суспензии (пульпе) является одним из самых существенных факторов, влияющих на скорость отстаивания [8-16].

Снижение скорости отстаивания с повышением содержания твердой фазы в суспензии характерно для всех типов руд, концентратов, шламов и других твердых фаз.

Как следует из уравнения (2), чем ниже коэффициент $\epsilon^2 \cdot 10^{-1,82 \cdot (1 - \epsilon)}$, тем ниже скорость стесненного осаждения частицы. Этот коэффициент в свою очередь определяется величиной объемной доли жидкости в суспензии, т. е. зависит от содержания твердой фазы в суспензии, поступающей на отстаивание. Расчет показывает, что если содержание твердой фазы в суспензии возрастает с 50 г/л до 500 г/л, то скорость стесненного осаждения частиц с плотностью 2,5 г/см³ снижается в 3 раза (рис. 3).

Выше было отмечено, что на процесс отстаивания твердой фазы влияет добавление флокулянта. Функция, которую выполняет флокулянт, заключается в объединении частиц и микрофлокул в более крупные агрегаты, которые будут быстро осаждаться под действием силы тяжести. На рис. 4 схематично показан механизм флокуляции тонкодисперсных частиц.

Принято считать [5, 9-15], что флокулянты действуют по механизму мостиковых связей. Молекула полимера адсорбируется поверхностью двух или более частиц, физически связывая их.

В литературе [9, 10, 14] рассматривается несколько механизмов адсорбции. Согласно одному из них адсорбция происходит вследствие образования водородных связей между полярными группами.

По другой теории адсорбция происходит благодаря электростатическим силам, возникающим между противоположно заряженными участками полимера и поверхности частицы. Адсорбированный поверхностью частицы полимер разворачивает свою цепочку в объем раствора. На адсорбцию полимера и на его конфигурацию (форму) влияют химия самого полимера, свойства твердой и жидкой фазы, а также температура.

Типичный флокулянт представляет собой длинную углеводородную цепочку. Полимер состоит из нескольких (поли) повторяющихся единиц (мер) и

имеет молекулярную массу от 5 до 20 миллионов. Молекулярная масса флокулянтов значительно больше молекулярной массы коагулянтов (от 20 до 100 тысяч).

В зависимости от химии флокулянтов их заряд может быть нейтральным, анионным или катионным. В процессах обезвоживания продуктов обогащения главным образом применяют нейтральные (неионогенные) и анионные флокулянты [9, 10]. Нейтральные (неионогенные) флокулянты представляют собой длинные полимерные цепочки полиакриламида (ПАА), получаемого из акриламидных мономеров (рис. 5). Анионные флокулянты представляют собой сополимеры акриламида и акрилата натрия (рис. 6). Флокулянт является анионным благодаря отрицательно заряженным карбоксилатным группам в полимере.

Отношение акрилата натрия к акриlamиду в полимере определяет его анионность. Увеличение доли акрилата натрия повышает анионный заряд флокулянта (табл. 1) [11].

На процесс флокуляции влияют следующие факторы [8-15]: тип полимера, его молекулярная масса и разбавление, величина pH и ионная сила жидкой фазы, перемешивание суспензии с флокулянтном, содержание твердой фазы в суспензии и гранулометрический состав твердой фазы, температура и технологическая схема процесса. Знание и понимание этих факторов позволяет правильно выбрать флокулянт, определить его оптимальную дозировку и точки ввода флокулянта. Рассмотрим некоторые из них.

Тип полимера [9-12, 15]

При переработке рудного и нерудного сырья в качестве флокулянтов чаще всего применяют анионные флокулянты (сополимеры акриламида и акрилата натрия). В разных системах эти сополимеры ведут себя по-разному.

Движущая сила адсорбции контролируется минералогическим составом твердой фазы и свойствами жидкой фазы суспензии. Основными полимерными группами в рассматриваемых флокулянтах являются амид и карбоксилат. Известно, что обе эти группы могут адсорбироваться поверхностью частиц твердой фазы. Однако детальные исследования показали, что эти функциональные группы выполняют различную роль. Основная функция амидной группы – это адсорбция посредством водородных связей.

Основная роль, которую выполняет карбоксилатная группа, заключается в разворачивании полимерной цепочки в объеме жидкой фазы за счет сил электростатического отталкивания для последующего образования мостиковых связей между частицами твердой фазы. Однако, это не означает, что карбоксилатные группы неспособны к адсорбции, но их главная функция в большинстве случаев свя-



Рис. 4. Флокуляция частиц твердой фазы

зана с развертыванием полимерной цепочки в объеме раствора. Сополимеры акриламида и акрилата натрия обычно более активны, чем неионогенный полиакриламид, несмотря на тот факт, что большинство твердых частиц несут на своей поверхности отрицательный заряд. Повышенная активность анионных полимеров связана с разворачиванием полимерных цепочек за счет электростатических сил отталкивания между отрицательно заряженными карбоксилатными группами.

На рис. 7 показано влияние величины pH жидкой фазы на форму полимеров [9, 11].

Идеальный флокулянт для конкретного технологического процесса должен выдерживать баланс между адсорбционными группами (обычно акриламид) и молекулами, которые участвуют в разворачивании полимерных цепочек (обычно акрилат).

Молекулярная масса (ММ) [9-15]

По одной из теорий, флокуляция частиц происходит через построение между ними мостиковых связей при помощи флокулянта. Следовательно, ММ флокулянта играет важную роль при флокуляции. Чаще всего увеличение ММ флокулянта приводит к повышению скорости сгущения суспензий, хотя существуют и обратные примеры. Следует

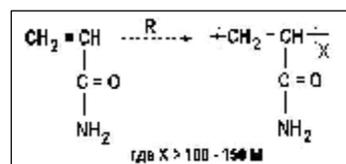


Рис. 5. Акриламид (слева) и полиакриламид (справа)

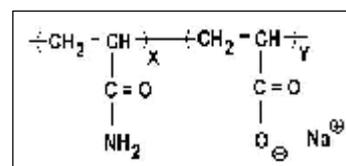


Рис. 6. Сополимер акриламида и акрилата натрия

Таблица 1 Характеристика анионных флокулянтов		
Относительный заряд флокулянта	Акриламид, %	Акрилат, %
Нейтральный	98 – 100	0 – 2
Слабо анионный	80 – 98	2 – 20
Средне анионный	60 – 80	20 – 40
Средне-высоко анионный	30 – 60	40 – 70
Высоко анионный	0 – 30	70 – 100

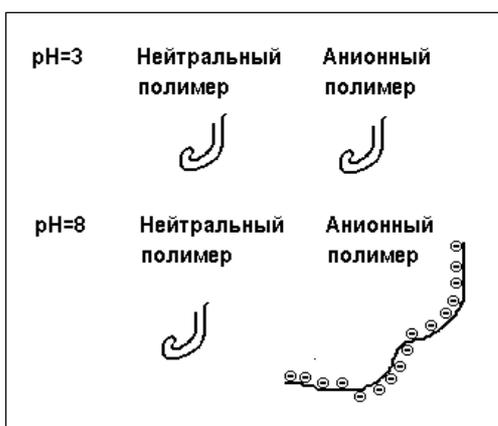


Рис. 7. Зависимость формы полимеров от pH среды

Таблица 2

Влияние величины pH каолиновой суспензии на работу флокулянта

pH суспензии	Дозировка флокулянта, обеспечивающая скорость отстаивания 30 м/ч, г/м ³		
	Нейтральный	Средне анионный	Высоко анионный
4	64	285	750
6	74	32	325
8	71	18	200
9,5	145	20	24
11	158	24	18
~14	~400	200	15

помнить, что при снижении активности флокулянта необходимо учитывать целый ряд факторов.

Чем больше ММ флокулянта, тем труднее равномерно распределить его по всему объему суспензии. Это связано с тем, что раствор флокулянта с большей ММ имеет более высокую вязкость. Адсорбция флокулянта поверхностью твердой фазы происходит очень быстро, и, как правило, она является необратимым процессом. Все это может привести к снижению активности флокулянта. Кроме того, при одинаковой дозировке флокулянта количество молекул полимера снижается с ростом его ММ. Поэтому в суспензии, особенно с высоким содержанием твердой фазы, может оказаться недостаток молекул полимера для флокуляции всех частиц твердой фазы.

Следует отметить, что средняя молекулярная масса полимера не является единственным параметром для определения эффективности флокуляции. Так, например, два полимера с одинаковой средней (кажущейся) молекулярной массой могут иметь разное распределение молекулярной массы (рис. 8) [13].

Несмотря на то, что полимеры А и В имеют одинаковую среднюю молекулярную массу и вязкость водного раствора, их флокулирующая способность может сильно различаться, поскольку один из них имеет большой разброс молекулярной

массы и содержит как высокие, так и низкие фракции, другой же представлен очень узким диапазоном средних фракций. Различие во флокулирующей способности таких полимеров в каждом конкретном случае будет зависеть от свойств обрабатываемой суспензии.

Разбавление флокулянта [8-15]

Существенное влияние на флокуляцию оказывает концентрация рабочего раствора флокулянта, добавляемого к суспензии. Чем ниже концентрация раствора флокулянта, тем легче и быстрее распределяется флокулянт по объему суспензии, а это приводит к улучшению флокуляции. На рис. 9 показана зависимость работы флокулянта (скорости отстаивания суспензии) от концентрации рабочего раствора полимера при одинаковой его дозировке. Однако степень разбавления флокулянта часто зависит от конкретных условий технологического процесса, связанных с ограничением ввода дополнительной воды.

Влияние разбавления флокулянта на скорость отстаивания также изучали при сгущении суспензии при переработке золотосодержащей руды. Полученные результаты представлены на рис. 10 [11]. Чтобы получить скорость отстаивания равную 25 см/мин дозировка флокулянта составляет порядка 55 г/т при концентрации 0,1 % и примерно 26 г/т при концентрации 0,01 %. Разбавление флокулянта снизило его расход в 2 раза.

Таким образом, концентрация рабочего раствора флокулянта является одним из важных факторов, влияющих на флокуляцию.

Величина pH [9-12]

Значение pH суспензии играет очень важную роль при выборе флокулянта, поскольку влияет не только на химию флокулянта, но и на его реологию. При высоком значении pH акрилат находится в химическом равновесии с акриловой кислотой, что приводит к изменению реологии полимера.

Принимая во внимание кислотно-основное поведение акрилата натрия и акриловой кислоты можно проиллюстрировать влияние pH на работу анионного флокулянта. При pH=7 карбоксилатный ион будет способствовать разворачиванию полимерной цепочки, в то время как при pH=3 полимер находится в свернутом состоянии (рис. 7). Следовательно, при снижении величины pH активность анионного полимера обычного типа будет снижаться. Что касается неионогенного полиакриламида, то следует ожидать, что величина pH будет оказывать минимальное влияние на его активность.

В табл. 2 приведены результаты, полученные при сгущении каолиновой суспензии, которая имела различное значение pH. В опытах использовали три различных флокулянта с высокой молекулярной массой.

Как следует из табл. 2, в кислой среде минимальную дозировку обеспечивает неионогенный флокулянт, в нейтральной и слабощелочной средах оптимальным является средне анионный. Наконец,

в сильнощелочной среде лучше всего применять высокоанионный полимер.

При значении $pH=4$ анионные полимеры имеют структуру аналогичную неионогенным полимерам (рис. 7). Различие в активности полимеров объясняется следующим. Амидные группы частично заменяются более инертными карбоксилатными группами, что приводит к снижению количества водородных связей в полимере. При $pH=6$ карбоксильные группы в средне анионном сополимере ионизируются, вследствие чего происходит разворачивание и вытягивание полимера. Поскольку неионогенный полимер главным образом содержит только нейтральные карбоксилатные группы, то его конфигурация практически не изменяется. При $pH=8$ активность средне анионного сополимера продолжает повышаться. При этой величине pH карбоксилатные группы практически полностью ионизированы, и, как следствие, полимерные цепочки становятся максимально развернутыми (рис. 7). Картина начинает меняться при $pH=9,5$. Установлено, что при $pH=9,5$ происходит гидролиз ПАА. Многочисленные факты свидетельствуют о значительном снижении активности флокулянта при одновременном протекании двух конкурирующих процессов: химического (гидролиз) и физического (адсорбция). При значении $pH=14$ средне анионный полимер начинает терять свою эффективность, что объясняется гидролизом акриламидных групп и его конкуренцией с адсорбцией. В сильно щелочной среде наиболее эффективным флокулянтом становится высокоанионный полимер, который не содержит акриламида, и, следовательно, не подвержен гидролизу.

Перемешивание [8-13]

После того как флокулянт добавлен к суспензии, требуется перемешивание для хорошего распределения флокулянта по всему объему суспензии. При этом следует помнить, что избыточное перемешивание или другое механическое воздействие приводит к разрушению флоккул, в результате чего снижается скорость отстаивания. Принципиальная зависимость работы флокулянта, являющаяся функцией размера флоккул, приведена на рис. 11 [13]. При увеличении перемешивания скорость отстаивания возрастает, достигает максимума при оптимальном распределении флокулянта по всему объему суспензии, и затем снижается, так как избыточное перемешивание приводит к разрушению флоккул.

Таким образом, всегда должен соблюдаться баланс между хорошим распределением флокулянта по всему объему суспензии и разрушением образовавшихся флоккул.

Содержание твердой фазы в суспензии и размер частиц [8-16]

При добавлении полностью активированного флокулянта к суспензии происходит его быстрая адсорбция поверхностью частиц твердой фазы. Очень важно, чтобы флокулянт хорошо распределился по всему объему суспензии. Содержание



Рис. 8. Два полимера с одинаковым значением средней молекулярной массы, но различным распределением молекулярной массы

твердой фазы и размер частиц оказывают сильное влияние на распределение флокулянта по всему объему суспензии.

Чем выше концентрация твердой фазы в суспензии, тем труднее равномерно распределить флоку-

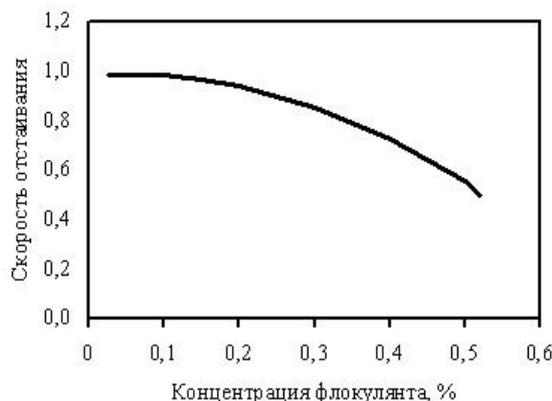


Рис. 9. Влияние концентрации рабочего раствора флокулянта на скорость отстаивания суспензии при одинаковой дозировке полимера

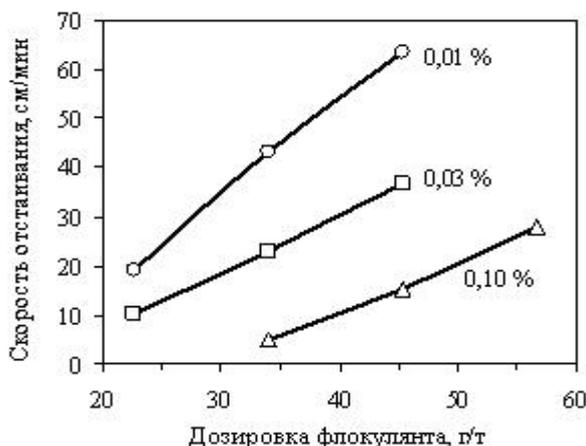


Рис. 10. Зависимость скорости отстаивания от дозировки флокулянта при переработке золотых руд при разных концентрациях рабочего раствора флокулянта

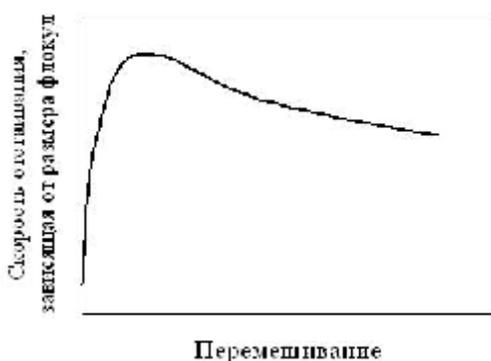


Рис. 11. Влияние перемешивания суспензии на размер флоккул и, соответственно, скорость отстаивания

лянт по всему объему, при этом расход флокулянта растет. Как видно из рис. 12 [11], для достижения фиксированной скорости отстаивания с ростом

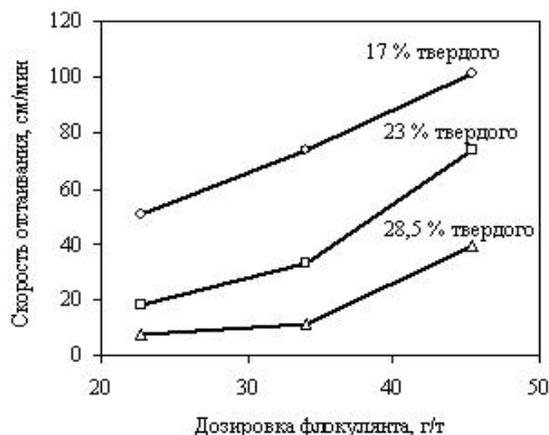


Рис. 12. Влияние содержания твердой фазы на расход флокулянта при сгущении золотосодержащей руды

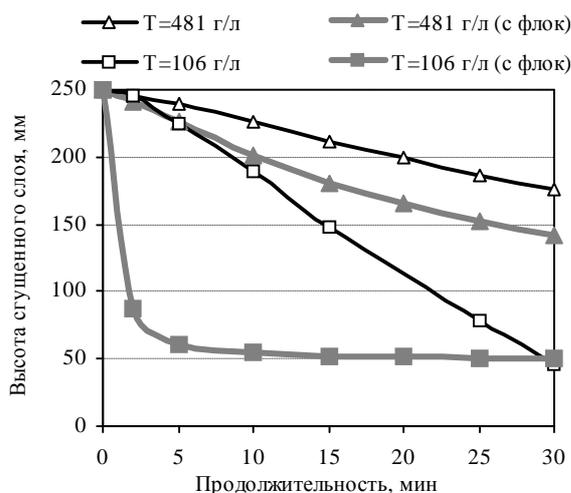


Рис. 13. Кинетика отстаивания гидроксида алюминия при различном содержании твердой фазы в суспензии без и при добавлении флокулянта (8 г/м^3)

содержания твердой фазы в суспензии необходимо повышать дозировку флокулянта, иногда даже значительно. С другой стороны, если сохранять постоянной дозировку флокулянта, то для резкого повышения скорости отстаивания необходимо снизить концентрацию твердой фазы в суспензии (разбавить пульпу).

В работе [16] изучали влияние содержания твердой фазы в пульпе на скорость сгущения кристаллов гидроксида алюминия. Было установлено, что при высоком содержании твердой фазы ($\sim 500 \text{ г/л}$) добавление флокулянта повышает скорость сгущения только в 1,46 раза (с 0,15 до 0,22 м/ч). В то время как при низком содержании твердой фазы в исходной пульпе ($\sim 100 \text{ г/л}$) при добавлении флокулянта скорость сгущения повышается в 5,56 раза (с 0,41 до 2,28 м/ч). Также, следует отметить, что при фиксированной дозировке флокулянта с повышением содержания твердого в суспензии со 100 до 500 г/л снижается скорость сгущения в 10,4 раза – с 2,28 до 0,22 м/ч (рис. 13).

Таким образом, содержание твердой фазы в исходной пульпе является весьма важным параметром, влияющим на флокуляцию и скорость отстаивания. При этом более правильным является дозирование флокулянта исходя из количества граммов на 1 т твердой фазы, а не на 1 м^3 пульпы.

Чем меньше размер частиц твердой фазы, тем выше их удельная поверхность. Это приводит к повышению расхода флокулянта (рис. 14). Кроме того, снижение размера частиц твердой фазы затрудняет равномерное распределение флокулянта по всему объему пульпы и также приводит к повышению его расхода.

Температура

Температура также оказывает сильное влияние на эффективность флокуляции. Скорость флокуляции зависит от частоты и эффективности соударений (столкновений). Под частотой столкновений понимают количество (число) контактов в единице объема, происходящих за 1 сек. Эффективность столкновений – это количество (число) столкновений, приводящих к образованию агрегатов. Эффективность столкновений снижается с понижением температуры.

Кроме того, при снижении температуры снижаются скорость диффузии и скорость адсорбции в соответствии с законом Аррениуса. Таким образом, при понижении температуры требуется больше времени, чтобы сформировались хорошие, крупные флокулы. Также, следует отметить, что при низких температурах требуется больше энергии перемешивания для образования крупных флоккул, т. к. вода при более низкой температуре обладает более низкой кинетической энергией.

С одной стороны снижение температуры воды снижает скорость отстаивания частиц твердой фазы из-за повышения вязкости и плотности воды. С дру-

гой стороны при низких температурах формируются более мелкие флокулы, что в свою очередь также приводит к снижению скорости отстаивания. По этим причинам при более низких температурах требуется повышенный расход флокулянта, чтобы обеспечить требуемую скорость отстаивания твердой фазы и получать осветленную воду с заданным содержанием взвешенных частиц.

В данном обзоре рассмотрено влияние основных факторов на флокуляцию и отстаивание суспензий и пульп. Эффективность разделения твердой и жидкой фаз в первую очередь зависит от характеристик самой суспензии (содержание твердой фазы, размер частиц, значение pH и ионной силы жидкой фазы, плотность и вязкость жидкой фазы, температура). Также важными влияющими факторами являются характеристика флокулянта (тип и заряд полимера, его молекулярная масса, концентрация рабочего раствора, дозировка) и сам технологический процесс (аппаратурно-технологическая схема, точки ввода флокулянта, перемешивание флокулянта с

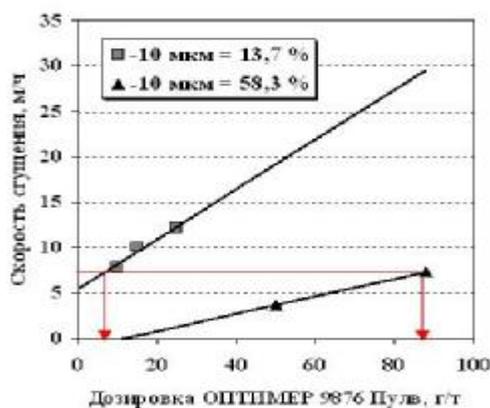


Рис. 14. Влияние размера частиц пыли обогащения Кызылкумских фосфоритов на скорость сгущения шлама

суспензией). Знание и понимание этих факторов позволяет правильно выбрать и наиболее эффективно применять флокулянт при разделении твердой и жидкой фаз.

Список литературы:

1. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии. М.: Химия, 1971. 784 с.
2. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Беляевская Л.В. Теория гидрометаллургических процессов. М.: Металлургия, 1983. 424 с.
3. Процессы и аппараты химической промышленности / П. Г. Романков, М.И. Курочкина, Ю.Я. Мозжерин и др. Л.: Химия, 1989. 560 с.
43. Фридман С.Э., Щербakov О.К., Комлев А.М. Обезвоживание продуктов обогащения. М.: Недра, 1988. 239 с.
5. The NALCO Water Handbook. 2nd Edition. McGraw-Hill Book Company, 1988.
6. Краткий справочник физико-химических величин. / Под ред. А.А. Равделя и А.М. Пономаревой. Л.: Химия, 1983. 232 с.
7. Зайцев И.Д., Асеев Г.Г. Физико-химические свойства бинарных и многокомпонентных растворов неорганических веществ. М.: Химия, 1988. 416 с.
8. Фоменко Т.Г., Благов И.С., Коткин А.М. Флокуляция шламов. М.: Госгортехиздат, 1962. 112 с.
9. Connolly L.J., Richardson P.F. Coagulation and Flocculation in the Mining Industry // Paper presented at a symposium "Solid/liquid separation in industrial practice", AIChE (Pittsburgh Section), October 10, 1984.
10. Richardson P.F., Connolly L.J. Industrial Coagulants and Flocculants / Reagents in Mineral Technology. Vol. 27. 1988. P. 519-558.
11. Connolly L.J., Owen D.O., Richardson P.F. Synthetic Flocculant Technology in the Bayer Process // Light Metals, 1986. P. 61-68.
12. Pillai J. Flocculants and Coagulants: The Keys to Water and Waste Management in Aggregate Production // Stone Review, December 1997.
13. Moss N., Dymond B. Flocculation: Theory and Application // Mine and Quarry Journal, 1978 (May).
14. Branning M.L., Richardson P.F. Factors affecting the dewatering of coal refuse slurries using twin belt continuous filters // Paper presented at Coal Prep 86, Lexington, Kentucky, April 28-30, 1986.
15. Куренков В.Ф. Полиакриламидные флокулянты // Соросовский образовательный журнал. 1997. № 7. С. 57-63.
16. Устич Е.П., Луцкая Л.П., Еремеев Д.Н. Интенсификация процесса сгущения гидроксида алюминия и осветления маточного раствора с использованием флокулянтов фирмы «Налко Кэмикал». // Цветные металлы. 1998. № 6. С. 28-30.

УДК 622

© Кустова Л.А., Пеклин В.П. 2007 г.

ПРАКТИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ АНАЛИТИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ГМЗ-2

Кустова Л.А., начальник ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; Пеклин В.П., руководитель группы ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

Полный аналитический контроль за технологическими процессами Гидрометаллургического завода № 2 (ГМЗ-2) НГМК по переработке золотосодержащих руд и получению из них готовой продукции золота, серебра и палладия с уникальной тех-

нологией переработки сорбционного выщелачивания и аффинажа готовой продукции осуществляется Центральной заводской лабораторией (ЦЗЛ). Разработка и внедрение современной ионообменной технологии невозможна без разработки и внедрения

новых современных методов анализа. Такие технологические процессы на ГМЗ-2, как сорбционное выщелачивание, дробная регенерация анионитов и процесс аффинажа золота, серебра и палладия потребовали изыскания совершенно новых форм ведения контроля технологических процессов, новых инструментальных методов, обладающих экспрессностью и, одновременно, высокой точностью.

Кроме этого, в процессе внедрения ионообменной технологии и аффинажа драгметаллов, возникла необходимость осуществлять анализ всех технологических растворов, анионитов, твердых полупродуктов и электролитов цеха готовой продукции по содержанию целого ряда элементов, таких как, Ag, Fe, Ni, Co, Cu, Zn, Pb, Pd.

Решить данную проблему на ГМЗ-2 удалось путем освоения и внедрения атомно-абсорбционного метода анализа. Для этого метода были разработаны уникальные экспресс-методики по анализу золота и примесей во всех технологических продуктах ГМЗ-2. Так, например, для анализа сбросных растворов отделения сорбции разработана методика с экстракционным концентрированием золота. В качестве экстрагента используется триалкиламин в керосине. Предел обнаружения золота составляет 0,01 мг/л, продолжительность анализа 10 мин.

Для анализа ионообменных смол на золото разработана экспресс-методика, сущность которой заключается в десорбции золота солянокислым тиомочевинным раствором. Предел обнаружения золота в смоле составляет 0,1 мг/г, продолжительность анализа 60 мин. При всем этом, ошибки экспресс-методов при анализе технологических продуктов ГМЗ-2 на золото и примеси не превышают 10%, что полностью отвечает требованиям технологического контроля.

За период с 1969 по 2003 гг. в лаборатории были освоены и внедрены следующие типы атомно-абсорбционных анализаторов: «Спектр-1», «Золото-1», «Сатурн-1», «Сатурн-2», «С-115» и «С-115-M1». Все эти приборы в свое время выработали свои ресурсы и внесли свой достойный вклад в разработку и внедрение современной ионообменной и аффинажной технологии ГМЗ-2.

Согласно программе по техническому перевооружению ЦЗЛ, в лабораторию в 2003 г. через американскую фирму «INTERTECH Corporation» поступили атомно-абсорбционные спектрометры «Solaar-2S». Спектрометры разработаны в Англии на фирме «Uniscam» и являются приборами нового поколения. Каждый спектрометр укомплектован высокоэффективной микропроцессорной системой, которая полностью управляет работой прибора. Все параметры прибора, такие как, выбор аналитических линий анализируемых элементов, установка тока на лампе полого катода, регулировка потоков газа, ширины щелей и высоты горелки, находятся под контролем встроенного в прибор микропроцессора.

В память микропроцессора можно вложить до 40 различных методик. При выполнении рутинных анализов оператор нажатием нескольких клавиш вызывает необходимую методику из памяти компьютера. После этого компьютер полностью контролирует весь ход проведения анализа, тем самым исключает ошибку «человеческого фактора». По своим техническим характеристикам новые приборы намного превосходят технические характеристики применяемых в ЦЗЛ спектрометров «С-115». Так, например, предел обнаружения серебра в растворах на спектрометре «Solaar-S2» оставляет 0,01 мг/л, на спектрометре «С-115» - 0,1 мг/л. Это позволило разработать на спектрометре «Solaar-S2», впервые на НГМК, прямой количественный метод определения серебра в рудных золотосодержащих пробах. Метод предусматривает разложение анализируемых проб в «царской водке», растворение образовавшегося хлорида серебра в концентрированной соляной кислоте. Концентрация серебра в растворе, полученном после разложения проб, определяется атомно-абсорбционным методом на спектрометре «Solaar-S2». Предел обнаружения серебра из навески пробы 5 гр составляет 0,2 г/т. В настоящее время шесть атомно-абсорбционных спектрометров «Solaar-S2» установлены в цеховых лабораториях отделений сорбции, регенерации, цеха готовой продукции и ЦЗЛ, на которых круглосуточно осуществляется контроль всех продуктов ионообменной и аффинажной технологии ГМЗ-2 на золото и примеси.

ЦЗЛ постоянно проводит входной контроль руды месторождения Мурунтау, поступающей на ГМЗ-2. Анализ основного компонента золота в исходной руде и в балансовых пробах «питания» и «хвостов» сорбции осуществляется пробирным методом. По результатам этих анализов рассчитывается металлургический баланс по золоту на ГМЗ-2. Пробирный метод незаменим при анализе золота в бедных рудах, так как позволяет при проведении анализов применять навески проб по 50-100 гр. Поэтому, альтернативы этому методу, несмотря на его трудоемкость и длительность по времени проведения анализов, пока нет.

В настоящее время пробирная группа ЦЗЛ оснащена современными плавильными и купеляционными печами «DFC-815» и «DFC-800» производства США, высокоточными аналитическими весами фирмы «METTLER TOLEDO», такими как, «MT-5», «AG-240» и «PB-1501-S».

Кроме балансовых анализов на золото ЦЗЛ осуществляет постоянный контроль за химическим составом руды, поступающей на ГМЗ-2. Для этой цели в лаборатории были освоены полуколичественный эмиссионный метод анализа по определению следующих элементов: Sb, Ba, Li, Be, As, Co, Cu, Se, P, Ta, W, Tl, Zn, Pb, Mo, Yb, Sn, Te, Ga, Cr, Ge, Yn, Bi, V, Nb, La, Ag, Ce, Y, Sr, Zr, Hf и количе-

ственный эмиссионный метод по определению порообразующих окислов: SiO_2 , Fe_2O_3 , Al_2O_3 , CaO , MgO , TiO_2 , MnO на спектрографах «ДФС - 8» и «ДФС - 13». Оба метода предусматривали сжигание анализируемых проб в дуге электрического тока, последующей регистрацией спектров на спектральную фотопластинку. Спектральный эмиссионный метод, кроме своих достоинств, таких как, высокая избирательность и чувствительность по анализируемым элементам, имеет существенный недостаток – это продолжительность анализа. Использование спектральных фотопластинок, их проявление, закрепление и расшифровка отснятых спектров на спектропроекторе «СПП-2» и микрофотометре «ИФО - 453» занимали много времени, примерно две смены на партию из 15 -20 проб. Для устранения этого недостатка все ведущие мировые фирмы, выпускающие аналитическое оборудование, отказались от фотографической регистрации спектров, и перешли на выпуск спектрометров с фотодиодной или фотоэлектрической регистрацией. В связи с этим, в мире резко сократился выпуск спектральных фотопластинок и в настоящее время практически прекращен.

Но, не смотря на это, на спектрографах «ДФС-8» и «ДФС -13» в течение 20 лет было сделано более двух миллионов элементоопределений полуколичественным и количественным методами. Результаты этих анализов применялись для создания полной паспортизации руд карьера Мурунтау и сыграли существенную роль при внедрении уникальной ионообменной технологии на ГМЗ -2.

Для замены спектрографов «ДФС-8» и «ДФС-13» в 2002 г. через фирму «INTERTECH Corporation» был приобретен рентгенофлуоресцентный анализатор «Qwan - X». Спектрометр предназначен для анализа в рудных пробах практически всех химических элементов таблицы Менделеева, от натрия до урана. Прибор укомплектован высокоэффективной компьютерной системой, которая позволяет полностью контролировать и управлять всем ходом проведения анализов. На рентгенофлуоресцентном анализаторе «Qwan - X» в ЦЗЛ совместно с сервис-инженерами фирмы «INTERTECH» для анализа рудных проб были разработаны экспресс-методика количественного определения порообразующих окислов: SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , MgO , TiO_2 , MnO и экспресс-методика количественного определения: Fe, Zn, Cu, Co, Ni, Cr, As.

В настоящее время оба метода успешно используются для постоянного контроля химического состава руды карьера Мурунтау. Продолжительность анализа одной пробы по каждой из методик не превышает 20 мин.

Управление сложными технологическими процессами отделений сорбции, регенерации и цеха готовой продукции немислимо без анализа реаген-

тов, применяемых для этих целей. Поэтому, все технические реагенты, поступающие на ГМЗ-2, такие как NaCN , H_2SO_4 , HCl , HNO_3 , NaOH , NH_4OH , известь, тиомочевина и полиакриламид подвергаются постоянному входному контролю. Для анализа реагентов в ЦЗЛ применяются различные титриметрические и фотоколориметрические методы анализа. На сегодняшний день для проведения этих анализов ЦЗЛ оснащена современным оборудованием, то есть автоматическими плотномерами фирмы «METTLER TOLEDO» (Швейцария), автоматическими пипетками фирмы «Fisherbrand» (США) и спектрофотометрами «Helios» фирмы «Termo Electronic» (США). Спектрофотометры «Helios» приобретены для замены выработавших свой ресурс фотоколориметров «КФК -2». «Helios» имеет более высокие характеристики, чем «КФК -2». Спектральный диапазон составляет 315 -1100 нм, соответственно. Кроме этого, спектрофотометр укомплектован встроенной микропроцессорной системой, которая управляет и контролирует весь ход проведения анализов, повышая тем самым их качество и экспрессность. Самым ответственным звеном аналитического контроля за технологическими процессами ГМЗ-2, проводимыми ЦЗЛ, является контроль за качеством готовой продукции: аффинированного золота, серебра и палладия. С конца 1969 по 1996 гг. анализ готовой продукции завода проводился на спектрографах «ИСП-30». Калибровка спектрографов проводилась только по Государственным стандартным образцам. Для проведения анализов привлекались лаборанты и ИТР самой высокой квалификации. Анализ готовой продукции на спектрографах «ИСП -30» предусматривал применение спектральных фотопластинок, поэтому его продолжительность составляла примерно две смены на партию из 10-15 проб. За весь этот период на готовую продукцию ГМЗ -2 не поступило ни одной рекламации, поэтому, задачу, поставленную перед аналитическим контролем, можно считать полностью выполненной.

Для замены спектрометров «ИСП -30» через фирму «INTERTECH Corporation» был приобретен плазменный спектрометр «IRIS». Спектрометр разработан американской фирмой «Termo Electronic» и представляет собой прибор с индукционно-связанной плазмой. Регистрация спектров анализируемых проб производится на фотодиодную матрицу, которая позволяет одновременно фиксировать около 250000 аналитических линий различных элементов. Эмиссионные линии каждого элемента на фотодиодном детекторе принимают вид световых точек, которые можно вывести на экран компьютера в виде «звездного неба». Каждая световая точка на «звездном небе» представляет собой аналитическую линию какого-либо элемента, совокупность всех световых точек на «звездном небе» показывает весь эмиссионный спектр анализируемого объекта.

Информация, полученная с экрана компьютера, позволяет аналитику сделать надежный качественный анализ образца (каждый элемент можно идентифицировать на основании целого набора аналитических линий), а также подобрать оптимальные условия для проведения количественного анализа. Весь ход анализов полностью контролируется высокоэффективной компьютерной системой.

В 1996 г. спектрометр «IRIS» был запущен для анализа аффинированного золота на примеси. Продолжительность анализа партии из 10 -15 проб составляет всего 1,5-2 ч. В лаборатории цеха готовой

продукции установлены уже три плазменных спектрометра «IRIS», которые полностью контролируют процесс аффинажа золота, серебра и палладия.

Использование современного аналитического оборудования позволяет предприятию идти в ногу со временем, достойно решая поставленные задачи. Так в ноябре 2006 г. ЦЗЛ успешно прошла тестирование Лондонской Ассоциации Рынка Слитков в рамках программы Активного Мониторинга, подтвердив тем самым статус «Надежной поставки» золота Узбекистана.

УДК 622

© Дубов А.А. 2007 г.

ВЛИЯНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ЦИАНИСТОГО НАТРИЯ И ТОНИНЫ ПОМОЛА НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ ПУЛЬПЫ

Дубов А.А., начальник цеха сорбции и регенерации ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК

С момента пуска Гидрометаллургического завода № 2 НГМК в эксплуатацию, на нем систематически происходило наращивание объемов переработки руды. Увеличение переработки диктовалось государственным планом по выпуску золота и неуклонным снижением содержания золота в руде.

До начала 90-х годов прошлого столетия наращивание объемов переработки руды обеспечивалось увеличением производственных мощностей. Строились новые мельничные блоки, сгустители, сорбционные цепочки. Был применен, так называемый, экстенсивный путь развития. При этом считалось, что такие показатели как: среднечасовая производительность блока, удельная производительность сгущения, время сорбционного цианирования носят закономерный характер, зависят в первую очередь от свойств перерабатываемой руды и практически не зависят от персонала завода. Нарращивание объемов оборудования шло пропорционально росту плановых заданий по выпуску золота в готовую продукцию и снижению содержания золота в

перерабатываемой руде.

Ситуация резко изменилась с начала 90-х годов. Проектами расширения завода до производительности в 26 млн. т в год предусматривалось строительство второго корпуса измельчения, шести сгустителей, двух технологических цепочек сорбции (№№ 11, 12). Однако специалистами комбината найден эффективный способ интенсификации производственного оборудования в рамках действующих цехов. Результат: производительность цеха измельчения доведена до 29 млн. т в год, найден способ интенсификации процесса сгущения. В табл. 1 показаны сравнительные характеристики основного производства.

Вместе с тем, главный обогатительный процесс на заводе - сорбция не был объектом столь тщательных исследований, которым подверглись процессы измельчения и сгущения. На сорбции снижалась время сорбционного цианирования, загроублялся помол в исходном питании, снижалась концентрация цианистого натрия.

Уже в 2007 г. годовой объем переработки на заводе достигнет 30 млн. т. Имеются ли резервы на сорбции, которые без ущерба для извлечения золота позволят наращивать переработку? Какие оптимальные параметры технологии сорбции необходимо поддерживать? Что произойдет при этом с серебром? Ответы на данные вопросы имеют чрезвычайную актуальность на данном этапе развития

Таблица 1
Сопоставление показателей процесса измельчения и сгущения

№ п/п	Показатели	1995 г.	2005 г.
1	Годовая производительность, млн. тонн.	19,8	28,6
2	Удельный расход шаров, кг/т	2,68	2,58
3	Среднечасовая производительность, т/час	126,4	147,8
4	КИО мельниц ММС, отн. ед.	0,815	0,830
5	Удельная производительность сгущения, т/м ² ·сутки	1,49	2,00

производства.

ГМЗ-2 перерабатывает руды месторождений Мурунтау, целевым рудным компонентом которых является золото. Руды данного месторождения состоят в основном из кварца, алюмосиликатов, карбонатов, гидроокислов железа. В руде встречаются зерна пирита и редко арсенопирита. Сульфидов в руде не более 0,6%, которые в основном покрыты продуктами окисления. Основными химическими составляющими руды являются: SiO_2 (70%); Al_2O_3 (9÷10%); Fe_2O_3 (3÷4%); CaO (2%); MgO (1%); K_2O (3÷3,5%); Na_2O (2÷3%); TiO_2 (0,5%). Потери при прокаливании составляют 2÷2,5%. Золото в руде мелкое (0,005÷0,05 мм), тонкое и дисперсное, в основном с чистой поверхности, в виде сплава с серебром при соотношении $\text{Au}:\text{Ag} = 10:1$. Исследованиями установлено, что оптимальным, для экономически приемлемых измельчения и извлечения золота, является помол руды до 80÷81% класса – 0,074 мм. При этом доля, нескрытого золота от общего колеблется от 5 до 7%.

Основным методом извлечения мелкого золота является процесс цианирования, сущность которого заключается в выщелачивании благородных металлов с помощью разбавленных растворов цианистых солей (в нашем случае NaCN) в присутствии кислорода воздуха. Перешедшие в раствор ионы Au и Ag сорбируются ионообменными смолами. Данные процессы имеют название сорбционное цианирование.

Решающее значение в операции сорбционного цианирования имеет концентрация цианида в пульпе. Однако, известно, что лишь незначительная его часть идёт на растворение золота, большая же его часть расходуется на взаимодействие с рудными минералами. Чем выше концентрация цианида, тем выше скорость растворения Au и попутных элементов. Наличие в жидкой фазе пульпы после цианирования значительного количества попутных элементов, в свою очередь, снизит ёмкость смолы по золо-

Таблица 2
Ситовый состав лабораторных проб пульпы

№ пробы	Содержание классов, %		
	+ 0,15 мм	-0,15 + 0,071 мм	- 0,071 мм
1	5,5	25,5	69,0
2	4,8	24,2	71,0
3	3,7	23,3	73,0
4	3,0	22,0	75,0
5	2,5	20,5	77,0

ту.

Известно, сколь велико влияние тонины помола руды на степень извлечения полезного компонента из рудного материала. Увеличение тонины помола, безусловно, даёт прирост извлечения, но дополнительные затраты на более тонкое измельчение в данном интервале содержания класса – 0,074 мм опережают прибыль за счет повышения извлечения.

Анализ практических данных с целью оценки влияния концентрации NaCN в питании и хвостах сорбции, а также тонины помола твёрдой фазы питания сорбции на извлечение Au и Ag осуществлялось с учётом транспортного запаздывания пульпы в переделе сорбционного выщелачивания. Результаты обработки статистических данных приведены на рис. 1-3.

На рис. 1, а видно, что на практике с ростом концентрации цианида растёт и извлечение золота.

На рис. 1, б видно, что в рабочем интервале содержание класса - 0,071 мм от 75% до 80%, извлечение растёт незначительно с 89,8% до 90,1%. Данные результаты хорошо подтверждают статистикой влияния песков класса + 0,15 мм на извлечение.

Для проведения лабораторных испытаний из пробы пульпы текущей переработки, отобранной в питание сорбции, были сформированы пять проб различного гранулометрического состава, характеристики которых приведены в табл. 2.

Полученные пробы, каждой тонины помола по

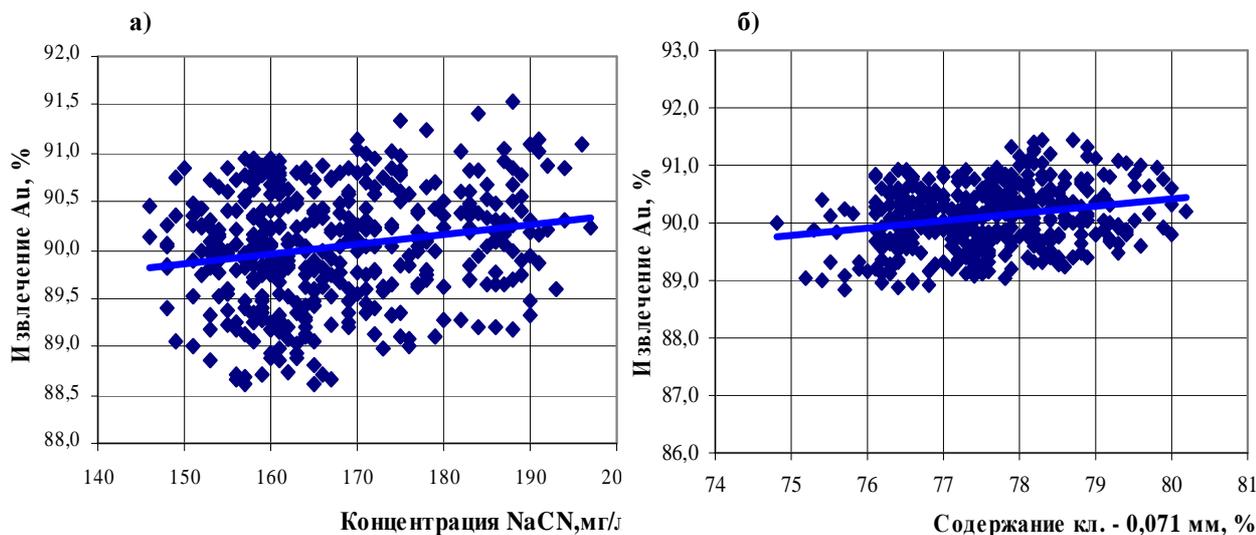


Рис. 1. Зависимость извлечения Au от концентрации NaCN а) - в голове процесса и б) - от тонины помола

Таблица 3

Результаты эксперимента по сорбционному цианированию пульпы при разной тонине помола и различной концентрации цианистого натрия

Содержание класса - 0,071мм, %	71%						73%					
	Au, г/т		Au, г/т		Au, г/т		Au, г/т		Au, г/т		Au, г/т	
Содержание в исходной пробе	1,62		1,68		1,68		1,68		1,68		1,68	
Содержание в хвостовой пробе	тв.фаза, г/т		тв.фаза, г/т		тв.фаза, г/т Au	тв.фаза, г/т Au	тв.фаза, г/т		тв.фаза, г/т		тв.фаза, г/т	ε Ag, %
	Au	Au	Au	Au			Au	Ag	Au	Ag		
Концентрация NaCN, мг/л	Au	Au	Au	Au	Au	Au	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
150	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22	0,19	<0,01	<0,1	86,4	44,1
180	0,21	0,20	0,20	0,20	0,20	0,20	0,20	0,20	<0,01	<0,1	87,0	41,1
200	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	<0,01	<0,1	88,3	44,1
230	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	0,20	<0,01	<0,1	88,3	41,1
Содержание класса - 0,071мм, %	75%						77%					
	Au, г/т		Au, г/т		Au, г/т		Au, г/т		Au, г/т		Au, г/т	
Содержание в исходной пробе	1,81		2,0		2,0		2,0		2,0		2,0	
Содержание в хвостовой пробе	тв.фаза, г/т		тв.фаза, г/т		тв.фаза, г/т Au	тв.фаза, г/т Au	тв.фаза, г/т		тв.фаза, г/т		тв.фаза, г/т	ε Ag, %
	Au	Au	Au	Au			Au	Ag	Au	Ag		
Концентрация NaCN, мг/л	Au	Au	Au	Au	Au	Au	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
150	0,23	0,20	0,20	0,20	0,20	0,20	0,20	0,25	<0,01	<0,1	87,3	43,1
180	0,20	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	0,19	0,27	<0,01	<0,1	88,9	38,6
200	0,18	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17	0,23	<0,01	<0,1	90,1	47,7
230	0,17	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,20	<0,01	<0,1	90,6	54,5

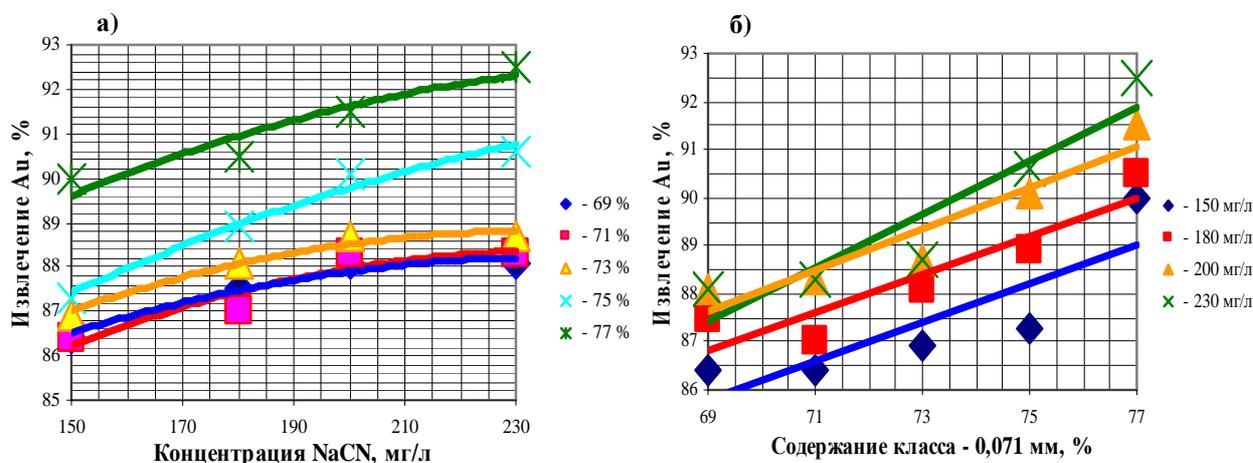


Рис. 2. Зависимость извлечения Au от концентрации NaCN а) - при различной тонине помола и б) - от тонины помола при различных концентрациях NaCN

отдельности, были подвергнуты сорбционному цианированию по стандартной методике, используемой при паспортизации руд и при различной концентрации цианистого натрия в процессе.

Концентрация цианистого натрия в процессе поддерживалась в соответствии с программой лабораторных испытаний и составила: 150; 180; 200; 230 мг/л.

Полученная в результате лабораторных испытаний зависимость извлечения золота от концентра-

ции NaCN при различной тонине помола, приведена на рис. 2. Результаты представлены в табл. 3.

Как и следовало ожидать, увеличение тонины помола и концентрации цианистого натрия в рабочих интервалах положительно сказываются на результатах сорбции.

Причем, при «грубом» помоле, увеличение концентрации цианида со 150 до 230 мг/л дает прирост извлечения до 1,5%.

С увеличением тонины помола до 77%, такой же

прирост концентрации цианида увеличит извлечение на сорбции на 2,0%. Для количественного анализа серебра в рудных пробах с марта 2005 г. используется атомно-абсорбционный анализатор «SOLAAR-S2», чувствительность анализа составляет $(\Delta) = \pm 0,05$ г/т, что достаточно для достоверных исследований в нашем случае.

Таким образом, оптимальными технологическими параметрами в условиях работы ГМЗ-2 на сегодняшний день являются:

- концентрация цианистого натрия в голове процесса в пределах 140÷190 мг/л;
- помол рудного материала не ниже 77,5% класса – 0,074 мм.

УДК: 669:546.791

© Новиков Ю.П. 2007 г.

ИОНООБМЕННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ УРАНА НА ИСТОКЕ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ГМЗ-1 НГМК

Новиков Ю.П., инженер ЦНИЛ НГМК

НГМК производит самое чистое в мире валютное золото и самую чистую закись-окись (вернее двуокись) урана для производства ядерного топлива атомных электростанций благодаря сорбционной технологии.

Если бы в начале 60-х гг. прошлого столетия в НГМК не удалось создать сорбционную технологию (в принципе она была уже известна), а конкретно безфильтрационную ионообменную сорбционно-экстракционную технологию переработки глинистых урановых руд Учкудукского типа на ГМЗ-1 методом непрерывного противоточного сорбционного выщелачивания в пачуках с непрерывным противоточным самотечным движением смолы и пульпы с твердофазной рекстракцией и получением аффинажной закиси-окиси (двуокиси) не было бы ни Навои, ни Зарафшана, ни Учкудука и всего того, что связано с ними.

Урановые руды перерабатывали по фильтрационной растворительно-осадительной технологии, приведенной на рис. 1. Недостатки фильтрационной растворительной технологии: многооперационность; большое количество разных оборотов и отходов; большой расход разнообразных реагентов и вспомогательных материалов; увеличение перевода урана из твердого в растворенное состояние и жидкую фазу приводит к ухудшению качества продукции и увеличению потерь на последующих операциях, недостаточная полнота извлечения; при осаждении урана иногда образовывались труднорастворимые урансодержащие осадки.

Самым главным недостатком была необходимость 12-ти фильтраций, для чего требовалось сложное, дефицитное и к тому же малопроизводительное фильтрационное оборудование из коррозионностойких материалов и не менее сложное оборудование для создания и поддержания в фильтрационной системе вакуума. Кроме этого: пульпы

глинистых руд плохо фильтруются, особенно после выщелачивания.

В кеке при фильтрации остается большое количество урансодержащей влаги. Пульпы же некоторых глинистых руд переходят в гелеобразное состояние и совершенно не фильтруются. Поэтому создание технологии переработки урановых руд максимально свободной от перечисленных недостатков было жизненной необходимостью.

Наиболее продуктивными работами в этом направлении оказались исследования ионообменных процессов и ионообменных смол.

Ионообменные смолы – это высокопористые искусственные органические вещества. Благодаря наличию в своей структуре 2,5-3 мг/экв/г ионообменных групп при контактировании с растворами могут их при определенных условиях обменивать на некоторые ионы присутствующих в растворе веществ, а при других условиях процесс может идти в обратную сторону. Это обстоятельство было уже известно и широко использовалось в промышленности, в частности для очистки воды от солей жесткости.

Проверка выпускаемых химической промышленностью сорбентов (смол) показала: при контактировании карбоксильного катионита СГ-1, формальдегидного анионита Ан-2Ф и некоторых других с урансодержащими растворами происходит поглощение-сорбция урана.

Обмен ионами между смолой и растворами идет не нацело, а до установления химического равновесия между содержанием урана в смоле и остающейся его концентрацией в растворе. В этом суть и особенности сорбции урана смолой и десорбции его со смолы при ее регенерации.

Сорбция урана смолой СГ-1 (под руководством академика Ласкорина Б.Н.) была использована для извлечения урана из воды озера Иссык-Куль предприятием Киргизского горно-химического комби-

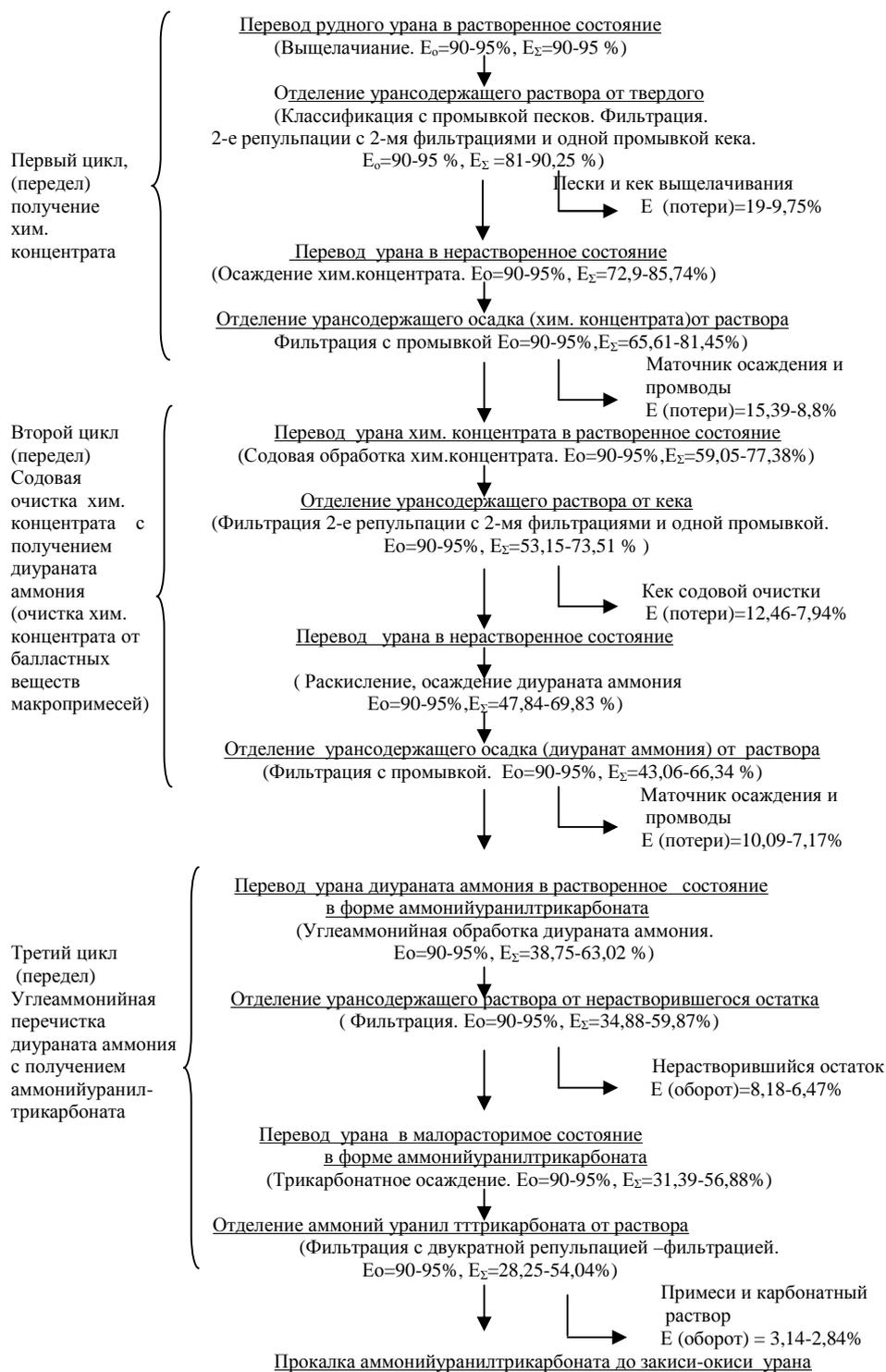


Рис.1. Фильтрационная растворительно-осадительная технология переработки урановых руд

ната, а сорбция урана смолой Ан-2Ф на предприятии этого же комбината в Каваче для переработки растворов перколяционного выщелачивания урансодержащих углей вместо осаждения аммиачной водой 6%-го хим. концентрата по фильтрационной растворительно-осадительной технологии.

Технология, аппаратура и схема цепи аппаратов были аналогичны технологии, аппаратуре и схеме цепи аппаратов очистки воды от солей жесткости в колоннах с фиксированным слоем сорбента, но они обеспечили только 22% производительности по урану и количеству перерабатываемых перколяционных растворов вместо запроктированных 100%, показатели оказались нестабильны, а система неустойчива. Поэтому, технология и схема цепи аппаратов были коренным образом изменены и переделаны с переобвязкой оборудования, радикальным уменьшением его количества и увеличением числа колонн с 4-х до 6-ти без остановки производства при постоянном увеличении плана и плановых показателей.

Реконструированная сорбционная технология переработки перколяционных растворов по сравнению с проектной оказалась в пять раз производительнее.

При этом, содержание урана в хвостах сорбции снизилось в 50-1000 раз – стало 0,1 мг/л., вместо 5-10 мг/л; концентрация урана в товарном регенерате увеличилась в 2,5-3 раза – стала 10-15 г/л., вместо 4-5 г/л; содержание урана в хим. концентрате увеличилось в 3,25 раза – стало 65%, вместо 20%; содержание урана в маточнике осаждения хим. концентрата снизилось в 50 раз – стало 0,1 мг/л вместо 5 мг/л; не стало бедных по урану оборотных регенератов – ноль (!) вместо 5-6 м³ на 1 м³ товарного регенерата; отпала необходимость нейтрализации кислотности перколяционных растворов перед сорбцией урана аммиачной водой с 50-70 г/л

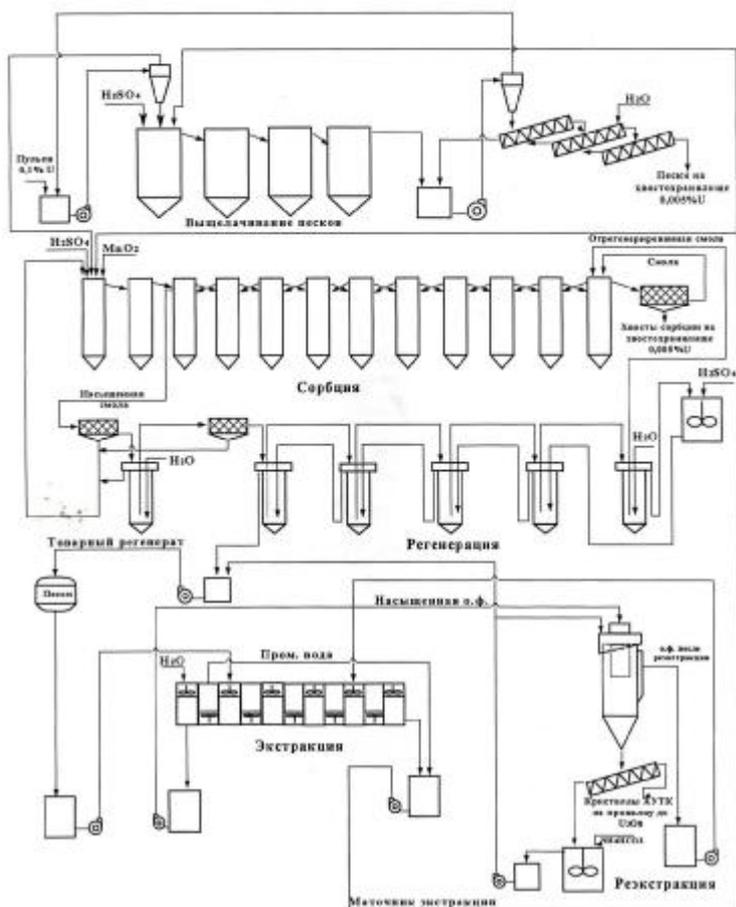


Рис. 3. Аппаратурная схема безфильтрационной сорбционно-экстракционной технологии переработки урановых руд на ГМЗ-1 НГМК с получением аффинажно чистой закиси-оксида урана

1. Дезинтеграция и измельчение руды до $-0,4$ мм в стержневых мельницах с гидроциклонами вместо гипотетического самопревращения в пульпу в полых вращающихся скрубберах.

2. Удаление из пульпы перед предварительным выщелачиванием щепы на барабанном грохоте с сеткой 5×5 мм.

3. Из-за невозможности даже пустить выполненное по проекту выщелачивание песков в контактных чанах с механическим перемешиванием и классификацией выщелоченных песков в гидроциклонах, переделка одной из стержневых мельниц в шаровую с работой по беспесковой схеме до реализации песковой схемы в виде, приведенном на рис. 3 в 1967 г.

4. Предварительное выщелачивание для исключения гипсования смолы с выводом на него 2-х сорбционных пачуков и переходом из-за этого с pH 1,5-1,6 на pH 1,2.

5. Поддерживание ОВП пульпы 400-450 мВ пирролизитом для исключения перехода урана в пульпе в несорбируемое 4-х валентное состояние.

Так создавалась и действовала безфильтрационная ионообменная сорбционно-экстракционная технология переработки урановых руд на ГМЗ-1 с получением 950 г урана в форме аффинажно чистой закиси-оксида урана из каждой добытой горным способом тонны урановой руды, что в 2,3 раза больше, чем по фильтрационной растворительно-осадительной технологии и то при условии, если пульпа после выщелачивания фильтруется, а кек выщелачивания можно отмыть от ураносодержащего раствора, при этом извлечение урана на всех операциях технологии не составляет менее 92,5%.

Количество дополнительно получаемого урана из каждой тонны руды за счёт ионообменной технологии 538,5 г, при этом не менее половины за счёт сорбционного выщелачивания, поэтому уран НГМК имеет самую низкую себестоимость.

УДК. 543.53: 539.1

© Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Кист А.А. 2007 г.

НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННЫЙ АНАЛИЗ ЗОЛОТА И СОПУТСТВУЮЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОДУКТАХ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ^{252}Cf - ИСТОЧНИКА НЕЙТРОНОВ

Музафаров А.М., начальник бюро ЦНИЛ НГМК; Саттаров Г.С., начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор, Кист А.А., зав. лабораторией Института ядерной физики АН РУз, докт. хим. наук, профессор

Разработка и внедрение инструментальных методов анализа золота и технологических продуктов с использованием наиболее эффективного по техническим параметрам нуклидного источника, созданного на базе спонтанно делящегося радионуклида ^{252}Cf - с

выходом 10^9 - 10^{10} нейтр/с - источника нейтронов непосредственно в заводских лабораториях, по сей день не потеряла своей актуальности. Имеются многочисленные работы по применению ^{252}Cf - источника нейтронов в заводских лабораториях, опублико-

ванные в течение более 20 лет [1-6]. Анализ опубликованных работ показал, что вопрос анализа золота в ионообменной смоле с использованием ^{252}Cf - источника нейтронов непосредственно в заводских лабораториях и автоматизация процесса достаточно не исследован.

В данной работе рассмотрен вопрос анализа золота и технологических продуктов в долгоживущем и короткоживущем режимах с использованием ^{252}Cf - источника нейтронов непосредственно в заводских лабораториях и разработки конкретных методик определения ряда элементов в различных технологических образцах по короткоживущим и долгоживущим радионуклидам.

Ампульный источник ^{252}Cf - с выходом $1 \cdot 10^9$ нейтр/с установлен в контейнере для хранения источника (рис.). Источник при помощи электромотора устанавливается в блоке облучения и управляется с пульта. Измерения скорости счета импульсов проводят Ge(Li) детекторами с разрешающей способностью 2,7 кэВ по линии 1170 кэВ (Co-60) и результаты обрабатывают многоканальным анализатором "Nokia" типа LP-4900B.

Для экспрессного анализа золота и технологических образцов по короткоживущим радионуклидам в блоке облучения установки установлено 2 канала. Измельченную пробу размещают в цилиндрический полиэтиленовый контейнер многократного пользования диаметром 13 мм и высотой 40 мм, куда помещается 10-12 мл технологических растворов и 10-15 г твердых образцов в зависимости от плотности. Поддача проб в режиме анализа короткоживущих радионуклидов осуществляется по пневмотранспортному каналу при помощи компрессора сжатого воздуха, управляемого с пульта. Для увеличения отношения полезного сигнала к фону предусмотрен вариант циклического облучения проб.

Анализ ионообменной смолы на содержание золота необходим для контроля процессов сорбции и десорбции, а также для учета количества золота, передаваемого между подразделениями комбината в составе смолы. Для определения золота в смоле применяют пробирный и атомно-абсорбционный методы анализа.

Точность и чувствительность этих методов соответствуют предъявляемым требованиям технологического контроля. Расхождение результатов между методами, точность и воспроизводимость анализа сильно зависят от отбора представительной навески для анализа. Анализ содержания золота методом пробирного анализа показал, что навеска 0,5 г, используемая в пробирной плавке явно не-

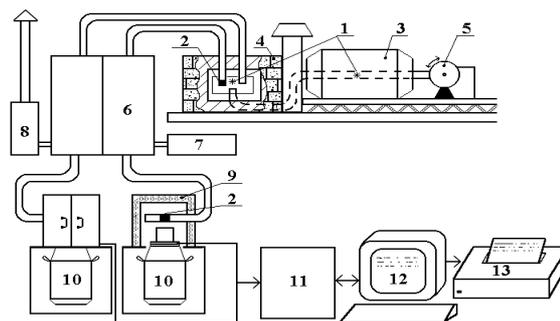


Рис. Блок-схема нейтронно-активационной установки с источником нейтронов ^{252}Cf : 1- источник нейтронов ^{252}Cf ; 2-проба; 3-контейнер для хранения источника нейтронов; 4-блок облучения; 5-электромотор; 6- пневмотранспортная система; 7-компрессор; 8- фильтр; 9-свинцовый домик; 10-ППД, находящийся в сосуде Дьюара с жидким азотом; 11-аналого - цифровой преобразователь; 12-персональный компьютер типа Pentium – III; 13 - принтер

удовлетворительна при анализе золота в смоле. При этом, расхождение анализа между параллельными анализами составляет $\pm 30\%$. При пробирном анализе 6 г навески (суммы из 12 анализов при использовании навески 0,5 г) расхождение между анализами составляет $\pm 10\%$. На основании вышеизложенного можно сказать, что при пробирном анализе золота в смоле представительной навеской является 5-7 г.

Влияние посторонних примесей (щепка, резина и др.) снижает точность в 1,5-2 раза. Поэтому целесообразна предварительная очистка смолы от вредных примесей. Сравнение результатов анализа смолы приведено в табл. 1.

Средняя расходимость результатов анализа смолы в интервале 0,5-4,5 г/кг от пробирного анализа составляет не более 8%. Воспроизводимость результатов анализа при 4 кратном анализе не более 2%.

Для анализа элементов (F, Sc, Al, Cu, Se, As, Mo, Ag, Ca, Ti, Sm, Ba, W, Au, U) в технологических образцах по короткоживущим и среднеживущим радионуклидам установлено 8 вертикальных каналов.

В каждый канал размещаются 11 шт. плоских

Таблица 1
Сравнение расхождения методов анализа смолы (n=4)

№№ проб	Содержание золота, г/кг.				Относительное расхождение, %.		
	Пробирный	НАА с ^{252}Cf	РФА	Анализатор "Смола"	НАА с ^{252}Cf	РФА	Анализатор "Смола"
1.	0,050	0,048	не обнар.	не обнар.	4,1	не обнар.	не обнар.
2.	0,570	0,540	0,520	0,600	5,5	9,6	-28
3.	0,940	0,910	0,890	1,100	3,3	5,6	-14
4.	1,500	1,700	1,900	1,800	-12,8	-21	-16
5.	1,940	2,010	1,940	1,850	-3,5	0,00n	4,8
6.	4,300	-	4,700	4,250	-	-8,5	1,2
7.	2,600	-	2,620	2,450	-	-3,3	6,1
8.	0,040	0,036	не обнар	не обнар	1,1	не обнар	не обнар
9.	0,040	0,036	не обнар	не обнар	1,1	не обнар	не обнар
10.	0,040	0,037	не обнар	не обнар	1,1	не обнар	не обнар
				среднее	6,4	8,0	11,7

Таблица 2

Режимы анализа различных элементов по короткоживущим радионуклидам с использованием ^{252}Cf - источника нейтронов ($f=1 \cdot 10^9$ нейтр/с.)

№ пп	Элемент	Радионуклид	E _γ , кэВ	T _{1/2}	Кларк, %	Навеска, г.	Режим анализа t ₁ -t ₂ -t ₃ ; с.	Кол. цикл	Порог опред. %
1	Фтор	F-20	1633	11с	0,06	10	40-2-40	10	0,8
		N-16	6130	7,14с	0,06	250	40-5-40	2	0,2
2	Магний	Mg-27	844	9,46м	2,0	100	600-120-600	1	1,0
3	Алюминий	Al-28	1778	2,3м	8,1	100	400-100-300	1	0,01
4	Скандий	Sc-46m	142	18,6с	0,002	10	40-2-40	3	0,003
5	Кальций	Ca-49	3084	8,7м	3,2	10	600-2-500	2	5,2
6	Титан	Ti-51	320	5,8м	0,6	10	360-2-360	1	0,2
7	Ванадий	V-52	1434	3,8м	0,010	100	500-300-500	1	0,01
8	Медь	Cu-66	1039	5,1м	0,005	10	360-120-360	1	0,03
9	Селен	Se-77m	162	17с	10 ⁻⁵	10	40-2-40	10	0,003
10	Мол-ден	Mo-101	191	14м	10 ⁻⁴	100	600-2-600	1	0,01
11	Серебро	Ag-110	657	24с	5*10 ⁻⁶	10	60-2-60	10	0,005
12	Барий	Ba-137	661	2,5м	0,06	10	200-2-200	2	0,7
13	Самарий	Sm-155	104	22м	0,0008	100	600-3-600	1	0,008
14	Вольфрам	W-183m	107	5,3с	0,0001	10	10-3-10	10	0,01
15	Золота	Au-197m	278	7,2с	0,0007	10-15	40-2-40	10	0,5
16	Уран	U-239	74	23,5м	25*10 ⁻⁵	10	25м-5м-20м	1	5*10 ⁻⁵

кассет диаметром 80 мм и высотой 12 мм, куда помещается 100-120 г твердых образцов. В среднем канале поток нейтронов имеет максимальное значение и в конечных каналах поток нейтронов падает в два раза. Концентрации элементов определяют гамма-спектрометрическим, относительным методом. Режимы анализа элементов по короткоживущим и среднеживущим радионуклидам приведены в табл. 2.

Анализ ионообменной смолы (весом 7 г) на золото по среднеживущим радионуклидам основан на спектрометрической регистрации излучения Au-198 с энергией 412 кэВ, образующегося при облучении тепловыми нейтронами ^{252}Cf - источников нейтронов. Для увеличения представительности проб использовали плоскопараллельный полиэтиленовый контейнер диаметром 80 мм и высотой 12 мм, куда помещается 70 – 75 г воздушно-сухой смолы. Аналитические параметры ядерно-физических методов анализа смол на золото приведены в табл. 3.

Исследовали факторы, влияющие на точность и нижнюю границу порога определения, такие как время облучения, остывания и измерения, навеска проб, влажность, представительность анализируемой навес-

ки, присутствие побочных материалов (щепы, резина и др.), геометрические условия облучения и измерения и другие.

Предел обнаружения элементов рассчитывался из следующего соотношения:

$$C_{\min}^{об} = \frac{3\sqrt{I_{\phi}}}{I_{пол}} * C_{эт}$$

Предел определения рассчитывался из следующего соотношения:

$$C_{\min}^{опр} = \frac{3\sqrt{2I_{\phi}}}{I_{пол}} * C_{эт}$$

где - I_{ϕ} – количество импульсов фона; $I_{пол}$ – количество импульсов полезного сигнала; $C_{эт}$ – концентрация эталона.

Нижней предел погрешности анализов для абсолютного метода расчета концентраций оценивается посредством расчета статистической погрешности площади пика (доверительная вероятность P=95%).

$$d = 2 \sqrt{\frac{N + \left(\frac{n-2}{2} - N_{\phi}\right)}{N}}$$

где N_{ϕ} – площадь фона под пиком в пределах его границ; N – площадь полезного сигнала под пиком в пределах его границ; n – число каналов, занимаемых пиком.

Найдены оптимальные режимы анализа. Нижняя граница порога определения (НГОС) при анализе проб (с погрешностью не более 20%) весом 7 г при времени облучения 3 ч, остывания 1 ч, измерения 10 мин., составляет - 0,09 г/кг для ^{252}Cf источника нейтронов. НГОС золота при навеске 7 г и при времени облучения 16 ч, остывания 1 ч и измерения 10 мин. -

Таблица 3

Аналитические параметры ядерно-физических методов анализа смол на содержание золота

№№ п/п	Метод анализа	Навеска смолы, г.	Интервал опр-ного содержания – Au, мг/г.	Кол-во анализов за смену, штук.
1.	Гамма-абсорбционный	20-50	1-10	30-35
2.	Нейтронно-радиационный	300-500	1-10	12-15
3.	Рентгенофлуоресцентный анализ (РФА) с анализатором АСМ	5-30	0,3-10	35-40
4.	РФА с ППД	3-10	0,1-10	15-20
5.	НАА с Cf-252 источником	5-7	0,05-10	15-20
6.	НАА по (n,p ⁵) реакции	70-80	1 - 10	30-40
7.	Фотоактивационный анализ	300	0,008-10	15-20

0,009 г/кг для ^{252}Cf - источника нейтронов. Использование навески 75 г может сократить время облучения вдвое и увеличить производительность до 50-60 проб за смену. Исследовали возможность определения золота во влажных смолах. Показана возможность определения золота в набухшей смоле с удовлетворительной воспроизводимостью (не более 6%). Отклонение результатов между воздушно-сухой и набухшей смолами (коэффициент набухания 2,04±0,01) составляет не более 5%. Остаточная активность смолы после 5-6 дневной выдержки - 20-25 мкР/ч.

Одним из возможных методов экспрессного определения золота в смоле могут быть исследования процесса возбуждения изомерного состояния ядра золота быстрыми нейтронами.

Основаниями для этого являются: небольшое число возбуждения ядер (40 изомеров около 30 элементов (от Ge до Pb), что обуславливает селективность анализа; короткие периоды полураспада большинства изомеров, определяющие экспрессность анализа; сравнительно невысокие сечения возбуждения (1 барн), позволяющие проводить анализ массивных проб. При этом, матрица из-за низких сечений активации нейтронами спектра деления практически не активируется.

Учитывая вышеизложенное, рассматривается возможность анализа золота в набухшей и воздушно-сухой смолах по реакции - (n,n').

При больших энергиях (E=1 МэВ) падающих нейтронов становится возможным их неупругое рассеяние - (n,n'). Возбужденное ядро возвращается в основное энергетическое состояние, испуская γ -кванты. К таким радионуклидам относятся Au-197^m (T_{1/2}= 7,2 с) и W-183^m (T_{1/2}=5,3с). Исследовали факторы, влияющие на точность и нижнюю границу порога определения, такие как время облучения, остывания и измерения, навеска проб, влажность, представительность анализируемой навески, присутст-

Таблица 4

Оптимальные условия НАА ионообменной смолы с использованием ^{252}Cf - источника нейтронов

№№ п/п	Элемент	Радионуклид	T _{1/2}	Навеска, г	Режим t ₁ , t ₂ , t ₃	Цикл определения	Предл. определения ^{252}Cf
1.	Ванадий	V-52	3,75м	70	300-100-300	1	0,05
2.	Медь	Cu-66	5,1м	70	300-100-300	1	0,4
3.	Селен	Se-77m	17,5с	7	60-2-60	10	0,03
4.	Серебро	Ag-110	24,4с	7	60-2-60	10	0,06
5.	Вольфрам	W-183m	5,1с	7	20-2-20	10	1,0
6.	Вольфрам	W-187	23,9ч	70	600-600-600	1	0,1
7.	Золото	Au-197m	7,2с	250	40-5-40	5	0,4
8.	Золото	Au-197m	7,4с	7	40-2-40	10	0,8
9.	Золото	Au-198	2,7дн	70	600-600-600	1	0,08
10.	Золото	Au-198	2,7дн	70	300-2-300	1	0,1

вие побочных материалов (щепа, резина и др.), геометрические условия облучения, измерения и другие. Найдены оптимальные режимы для золота и сопутствующих элементов которые приведены в табл. 4.

Выводы:

1. Показана возможность применения созданной экспериментальной нейтронно-активационной установки на базе калифорниевого источника для оперативного определения содержания золота в условиях заводских лабораторий.

2. Экспериментально доказана возможность определения золота по 7-секундному изомеру ^{197m}Au - чувствительностью 0,4 г/кг при навеске 250 г, 0,8 г/кг при навеске 70 г в смолах. Время анализа составляет 2 -5 мин. на образец.

3. Для определения концентрации золота в набухшей (отрегенизированной или насыщенной) смоле в интервале содержаний 0,008 - 10 г/кг удобно применение нейтронно-активационного анализа с использованием навески (7 г или 70 г) воздушно-сухой или (15 г или 250 г) набухшей.

4. Исследован процесс отбора представительной навески смолы для нейтронно-активационного, рентгенофлуоресцентного и пробирного анализа. Вес представительной пробы воздушно-сухой смолы - не менее 5-6 г.

Список литературы:

1. Флёров Г.Н., Бурмистенко Ю.Н. и др. О перспективах развития нейтронно-аналитических установок на базе мощных сурьмяно-бериллиевых источников. //Атомная энергия, 1982г, т.53, вып.4, с. 255-260.
2. Кист А.А., Аскарлов О.И., Хатамов Ш. и др. Использование ^{252}Cf - источника в аналитических целях. // В сб: Активационный анализ в науке и технике, Ташкент. "Фан", 1980г.
3. Иванов И.Н. и Бурмистенко Ю.Н. Нейтронно-активационный анализ с использованием короткоживущих радионуклидов. М., Энергоатомиздат, 1986г. 160 с.
4. Бакиев С.А., Рахмонов Ж., Кист А.А. и др. Элементный анализ на нейтронных источниках в условиях геологоразведочных экспедиций. //В сб: Активационный анализ, методология и применение. Ташкент. "Фан", 1990г. с. 71-78.
5. Арипов Г.А., Курбанов Б.И., Саттаров Г. и др. "Способ контроля за процессом обогащения золотосодержащих руд". Авторское свидетельство. СССР, N 270088. Заяв. 3171234 от 23.01.88г.
6. Карелин Е.А. и др. Конструкция, условия эксплуатации и области применения ^{252}Cf -источников нейтронов. //В сб: Активационный анализ, методология и применение. Ташкент. "Фан", 1990г. с. 66-71.

НЕЙТРОННО-РАДИАЦИОННЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИ ВАЖНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Курбанов Б.И., ведущий научный сотрудник Института ядерной физики АН РУз, канд. техн. наук; **Арипов Г.А.**, ведущий научный сотрудник Института ядерной физики АН РУз., доктор физ.-мат. наук, профессор; **Барсукова Е.Г.**, инженер Института ядерной физики АН РУз; **Умаралиев М.**, лаборант Института ядерной физики АН РУз., магистр Национального Университета Узбекистана; **Курбанов З.Б.**, бакалавр Ташкентского финансового института

Основная масса ценных металлов (Au, Re, Pt, Pd, Ag, Cu, Ni, Co, Mo) в рудных месторождениях Узбекистана накоплена в сульфидных минералах [1]. При переработке сульфидных руд, где часто применяют флотационный метод обогащения, возникает необходимость оперативного контроля технологически важных элементов на различных этапах переработки для того, чтобы повышать эффективность этих технологических процессов, экономить химреактивы и электроэнергию, и, в конечном итоге, автоматизировать технологические процессы.

В данной работе приводятся результаты исследования, проводимые в Институте ядерной физики Академии Наук Узбекистана по разработке методов и приборов контроля технологически важных элементов при переработке и обогащении сульфидных золотосодержащих, медьсодержащих, никельсодержащих, молибденсодержащих и других руд на промышленных предприятиях Узбекистана (работа выполняется в рамках ГНТП-13-113). Объектами исследования выбраны образцы сульфидных руд и технологических продуктов их переработки из месторождений: «Даугызтау», «Кокпатас» и «Мурунтау» (в Центральных Кызылкумах Узбекистана), где добывается основная масса золотосодержащих руд страны, а также медно-молибденовые руды и технологические продукты их переработки из Алмалыкского и Ангренского регионов (месторождения «Кальмакыр», «Сары-Чеку», «Каульды» и др.). Анализ научно-технической литературы и опыт работы авторов показывают, что все сульфидные минералы объединяет один элемент – сера, определение которой с помощью инструментальных методов считается сложной задачей. Среди аналитических методов элементного анализа ядерно-физические методы отличаются своей глубиной, инструментальностью и высокой точностью анализа. В связи с тем, что определять содержание серы другими методами затруднительно и, учитывая ядерно-физические параметры ядра серы, для ее определения предпочтительно использовать нейтронно-радиационный метод анализа, основанный на спектрометрии мгновенного гамма-излучения захвата нейтронов [2-5]. Определение содержания серы и других технологически важных элементов на каждом этапе переработки суль-

фидных руд позволяет создать способы эффективного контроля технологических процессов флотационного обогащения сульфидных руд [6].

Сера имеет следующие стабильные изотопы ^{32}S (95,02 %), ^{33}S (0,75 %), ^{34}S (4,2%), ^{36}S (0,02%). Сечение радиационного захвата тепловых нейтронов для них равно $^{32}\text{S}-\sigma=0,52$ барн, $^{33}\text{S}-\sigma=0,35$ барн, $^{34}\text{S}-\sigma=0,23$ барн, $^{36}\text{S}-\sigma=0,15$ барн. Изотоп серы- ^{32}S , который составляет самую большую часть (95,02 %) естественной смеси изотопов серы при радиационном захвате нейтронов испускает гамма-кванты с энергиями: $E_\gamma=8,6409$ МэВ (2,3), $E_\gamma=7,8010$ МэВ (3,8), $E_\gamma=5,4219$ МэВ (57), $E_\gamma=4,8740$ МэВ (11,6), $E_\gamma=3,2198$ МэВ (22), $E_\gamma=2,9310$ МэВ (15), $E_\gamma=2,3796$ МэВ (41), $E_\gamma=1,6980$ МэВ (2,4), $E_\gamma=0,8403$ МэВ (65). В скобках указаны в процентах выходы гамма-квантов при каждых 100 захватах нейтронов. Среди этих гамма-линий могут быть аналитическими две: $E_\gamma=5,4219$ МэВ и $E_\gamma=0,840$ МэВ, которые благоприятны для определения содержания серы по их интенсивности. Исследования показали, что кроме них имеются наиболее разрешенные линии серы в высокоэнергетической области спектра: $E_\gamma=4,9110$ МэВ (s) и $E_\gamma=4,400$ МэВ (d). Эти гамма-линии появляются в результате одинарного ($E_\gamma=0,511$ МэВ) (s) и двойного ($E_\gamma=1,022$ МэВ) (d) вылета аннигиляционных гамма-квантов от линии с энергией 5,4219 МэВ. Как показывают эксперименты, площадь пика соответствующего двойному вылету аннигиляционных гамма-квантов (5,422 МэВ–1,022 МэВ=4,400 кэВ) по сравнению с пиками полного поглощения $E_\gamma=5,422$ МэВ и одинарного вылета $E_\gamma=5,422$ МэВ – 0,511 МэВ=4,911 МэВ существенно больше. Это позволяет использовать его в качестве аналитического пика для определения концентрации серы. Однако, при этом есть вероятность мешающего влияния гамма-линии углерода с энергией $E_\gamma=4,9454$ МэВ ($I_\gamma=68\%$). Углерод входит в конструкционный материал установки, и интенсивности гамма-линий углерода (пики полного поглощения (f), одинарного ($E_\gamma=0,511$ МэВ) (s) и двойного ($E_\gamma=1,022$ МэВ) (d) вылета аннигиляционных гамма-квантов) постоянны, и их можно учесть, что не вызывает мешающего влияния. Образцы сульфидных руд и технологических продуктов их

переработки с известными содержаниями серы, весом около 1 кг были измерены в течение 30 мин. В результате измерения образцов с известным содержанием серы получена линейная зависимость между содержанием серы в образцах и площадью пиков (интенсивности) гамма-линии с энергией $E_{\gamma}=4,400$ МэВ (d). Для медленных нейтронов (менее 0,5 эВ) сечение радиационного захвата нейтрона изменяется по закону $1/\sqrt{E_n}$. Тогда число захватов в единицу времени в 1 см^3 может быть записано как:

$$\Omega = N n v_0 \sigma_0$$

где N - число ядер в 1 см^3 объеме; $n v_0$ - поток нейтронов; σ_0 - сечение захвата нейтронов при энергии $E_n=0,025$ эВ.

Исходя из этого, по возможности достигается наибольшая статистика, если взять исследуемый образец в большом объеме и обеспечить максимум нейтронного потока, так как мы не сможем изменять сечение - σ_0 и число ядер в удельном объеме - N . Учитывая эту закономерность, авторами разработан рабочий макет экспериментальной установки на базе маломощного радионуклидного (^{252}Cf) - источника нейтронов (с выходом нейтронов 1×10^7 нейтр/сек), с помощью которого можно исследовать гамма-спектры нейтронного захвата в аналитических целях, в частности для определения элементного состава вышеназванных руд и технологических продуктов их переработки. Экспериментальная установка состоит из нейтронного источника, системы замедления нейтронов, биологической защиты персонала от гамма- и нейтронного излучения, а измерительная система состоит из многоканального анализатора АИ-1024-95 и сцинтилляционного NaI(Tl)-детектора с размерами кристалла (80x90)мм. Плотность потока тепловых нейтронов на поверхности исследуемого образца составляет 5×10^3 нейтр/см²сек. Габариты установки: цилиндрическая форма диаметром 80 см и высотой 90 см, на металлическом столе (общая высота 185 см). Для получения достаточной статистической точности при использовании маломощного радионуклидного источника нейтронов, необходимо взять для анализа большие по массе образцы. Мы для этого изготовили сосуды цилиндрической формы с размерами по диаметру: 14 см и высотой 6,5 см из тонкого оргстекла (или из графита), который заполняется исследуемым образцом и в режиме измерения помещается в блок для образца, свободно передвигающийся в горизонтальном направлении через сквозное отверстие по диаметру установки. Известно, что число гамма-квантов образующихся при радиационном захвате нейтронов, по которому можно определять (контролировать) содержание интересующего элемента, вычисляется по формуле:

$$N_g = f n_M S_M I_g V$$

где f - плотность потока нейтронов; n_M - число ядер элемента M в единице объема; S_M - сечение захвата нейтронов для ядер элемента, V - объем пробы; I_g -

выход гамма-квантов с энергией E , испускаемых ядрами элемента M при захвате нейтрона.

Эксперименты показали, что для набора большей статистики необходимо или увеличить время измерения, или использовать в качестве аналитической линии - линию в низкоэнергетической области. Известно, что эффективность регистрации детекторов низкоэнергетических гамма-квантов гораздо больше, чем высокоэнергетических гамма-квантов. Гамма-линия в низкоэнергетической области с энергией $E_{\gamma}=0,840$ МэВ, которая может служить в качестве аналитической, обладает наибольшим выходом ($I_{\gamma}=65\%$) гамма-квантов. Путем использования этой гамма-линии в качестве аналитической, можно сократить время анализа. Выигрыш в этом случае объясняется и ещё тем, что гамма-кванты с энергией 0,840 МэВ поглощаются детектором полностью, так как их энергия недостаточна для образования электронно-позитронных пар, приводящих к вылету аннигиляционных гамма-квантов. Однако, определение серы с использованием этой гамма-линии в качестве аналитической накладывает на экспериментальную установку ряд требований, обусловленных тем, что в низкоэнергетической области энергии гамма-излучения весьма сильно мешают рассеянные гамма-кванты. Именно с учетом особенностей определения элементов по низкоэнергетическим гамма-излучениям радиационного захвата нейтронов разработано авторами устройство для определения элементного состава [7]. Для нахождения концентрации искомого элемента в неизвестном образце использовали упрощенную формулу, связывающую концентрации элемента и аналитического сигнала (площади пика) эталонного и исследуемого образцов:

$$C_x = C_{\text{эт}} (N_{\gamma}^x / N_{\gamma}^{\text{эт}}) (P_{\text{эт}} / P_x)$$

где, C_x и $C_{\text{эт}}$ - концентрация искомого элемента в исследуемом и эталонном образцах, соответственно; N_{γ}^x и $N_{\gamma}^{\text{эт}}$ - площади аналитического пика в исследуемом и эталонном образцах соответственно; P_x и $P_{\text{эт}}$ - масса исследуемого и эталонного образцов соответственно.

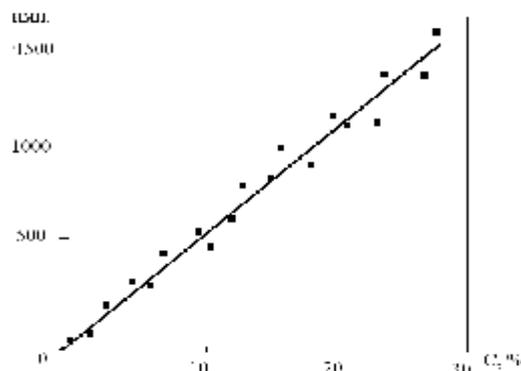


Рис. 1. График зависимости интенсивности аналитической гамма-линии серы от ее содержания в образцах

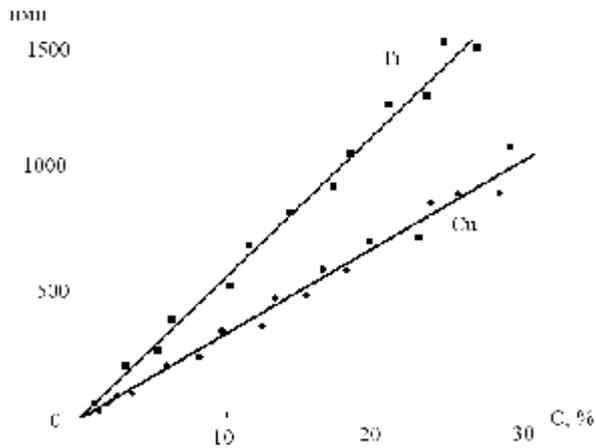


Рис. 2. График зависимости интенсивности аналитической гамма-линии Cu и Ti от содержания соответствующих элементов в образцах

В результате измерения получена линейная зависимость площади пика с энергией 840,3 кэВ от концентрации серы в образцах (рис. 1). Воспроизводимость определения концентрации серы в неизвестных образцах проводилась путём параллельных измерений: $P=(O-I)/I \times 100\%$ и сравнения результатов с химическим методом анализа, где O-концентрация, определенная предлагаемым методом, I-концентрация, определенная химическим методом (истинная концентрация). Предел определения для серы составляет 0,4% при относительной ошибке не более 10%. Фактор чувствительности данного метода, определяемый из выражения $\Phi=\sigma I/A$, характеризует чувствительность определения элементов с использованием гамма-излучения захвата нейтронов с определенной энергией. Значений фактора чувствительности для серы немного, что составляет - 1,05 при использовании в качестве аналитической, гамма-линию с энергией 840,3 кэВ. Также на основе экспериментальных данных, полученных по определению содержания серы, проведены

расчеты для большинства элементов, которые могут содержаться в сульфидных рудах и технологических продуктах их переработки. С использованием спектрометрии мгновенного гамма-излучения захвата тепловых нейтронов в реальных образцах и технологических продуктах показаны возможности экспрессного определения таких технологически важных для флотационного обогащения сульфидных руд элементов, как: S, Cu, Ti, и др.

На разных этапах флотационного обогащения сульфидных руд контроль эффективности процесса можно свести к оперативному установлению содержания серы и других технологически важных элементов. Для экспрессного определения содержания серы в сложном спектре гамма-излучения захвата нейтронов, как уже отмечалось, наиболее удобно использовать аналитическую линию с энергией 840,3 кэВ. Эксперименты показали, что медь возможно определять по линии – 609 кэВ и 7307 кэВ, хотя в этой области есть мешающие для определения меди элементы. Для титана наиболее благоприятно использовать гамма-линии с энергиями – 1381,5 кэВ, 1498,3 кэВ и 1585,3 кэВ. Получена линейная зависимость интенсивности гамма-линии меди и титана от содержания соответствующих элементов в исследованных образцах.

На рис. 2 приводится график зависимости площади пика меди и титана от их концентрации в образцах за время измерения 30 мин.

Были измерены исходные руды, флотоконцентраты на разных этапах флотации и хвосты флотации, и показаны возможности экспрессного определения содержания S, Cu, Ti, которые являются технологически важными параметрами в вышесказанных процессах и по ним можно судить о процессе и воздействовать на него.

Также, анализировались рудные минералы: пирит (FeS_2), арсенопирит ($FeAsS$), галенит (PbS), сфалерит (ZnS), халькопирит ($CuFeS_2$) из месторождений Центральных Кызылкумов на предмет определения содержания основного элемента серы и ценных металлов присутствующих в этих рудах.

В табл. приводятся результаты анализа технологически важных элементов в сульфидных рудах и технологических продуктах их переработки.

Заключение

Проведенные экспериментальные исследования и сделанные оценки на основе экспериментальных данных показали возможности определения технологически важных элементов при переработке сульфидных руд по спектрометрии гамма-излучения захвата нейтронов. Показаны возможности определения содержания технологически важных элементов (серы, медь, титан и др.) при флотационном обогащении сульфидных золотосодержащих и медьсодержащих руд из различных рудных месторождений Узбекистана. Показаны принципиальные возмож-

Таблица Результаты анализа технологически важных элементов в сульфидных рудах и технологических продуктах их переработки					
Наименование образца	S, %	Cu, %	Ti, %	Au, г/т	Mo, г/кг
Флотоконцентрат золото-содержащей руды	24,2	0,6	0,4	21,5	2,5
Исходная сульфидная золотосодержащая руда	3,6	<0,3	<0,3	3,6	1,8
Хвосты флотации сульфидных руд	0,5	<0,2	<0,1	0,43	0,7
Медьсодержащая руда	2,8	2,6	0,8	0,52	8,2
Технологические продукты переработки медьсодержащих руд	17,6	26,5	1,9	12,7	15,5
Молибденовые руды	2,3	0,7	1,2	2,4	42,4
Технологические отходы медеплавильного производства	1,3	<0,2	<0,2	<0,3	9,0

ности контроля технологических важных элементов при переработке сульфидных руд с помощью ней-

тронно-радиационного метода анализа элементного состава.

Список литературы:

1. Минералы Узбекистана. Изд-во «Фан» Узбекский ССР, Ташкент-1975, т. 1, 444 с.
2. Гума В.И., Демидов А.М., Иванов В.А., Миллер В.В. Нейтронно-радиационный анализ. М., Энергоатомиздат, 1984, с. 64.
3. Duffey D., Wiggins P.F., Senftle F.E. Application of the Capture Gamma-Rays to Industrial Process Stream Control. – USAEC Report. CONF – 710402, 1971, p1v-18.
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) p. 181-189.
5. Duffey D., Wiggins F.F. Coal analysis with gamma rays from Cf^{252} neutrons -experiments and equipment. Desqus and results, Nuclear Techn., 1987, V.77, N^o 1, p. 68 - 81.
6. Арипов Г.А., Курбанов Б.И., Самтаров Г.С. Метод контроля элементного состава золотосодержащих руд и продуктов их переработки. Горный вестник Узбекистана, 2004 г., № 17, с. 37 - 39.
7. Arifov G.A., Kurbanov B.I., Allamuratova G. Device for study of thermal neutron capture gamma-ray spectra. Uzbek journal of Physics, Vol.6, (3), 2004, p. 227-229.

УДК 66.045:536.27

© Агзамов Ш.К. 2007 г.

МЕТОДИКА РАСЧЁТА ТЕМПЕРАТУРЫ СТЕНКИ В ТЕПЛООБМЕННЫХ АППАРАТАХ

Агзамов Ш.К., ректор НГТИ, канд. техн. наук

При тепловом расчёте теплообменных аппаратов особую трудность представляет расчёт среднemasсовой температуры стенки по рядам многотрубного теплообменника. Рассмотрим методику расчета температуры стенки при турбулентном теплообмене в гладких и шероховатых каналах. Подробное обоснование этой методики дано в двух исчерпывающих вопрос статей Б.А. Кадера [1, 2]. Методика основана на полученном с помощью теории размерностей и метода асимптотических разложений в универсальном законе турбулентного теплопереноса от покрытых двумерной шероховатостью стенок. Значения универсальных постоянных в этом законе найдены на основании анализа большого количества экспериментальных данных.

В случае гладкого канала, как правило, заданы: геометрические параметры - эквивалентный радиус канала R, режимные параметры- расходная скорость W, температура на оси канала T₀, плотность теплового потока от стенки q_w, физические свойства жидкости - изобарная теплоемкость c_p, плотность ρ, кинематическая вязкость ν, число Прандтля Pr.

Из универсального закона трения:

$$\frac{W}{U_*} = 2,5 \ln \frac{RU_*}{\nu} + 2,15 \quad (1)$$

находим естественный масштаб скорости U*.

Далее, определяя естественный масштаб температуры:

$$q_* = \frac{q_w}{c_p \rho U_*} \quad (2)$$

и величину: $R_+ = \frac{RU_*}{\nu} \quad (3)$

с помощью универсального закона теплообмена определяем температуру стенки:

$$T_w = T_0 + q_* \cdot (2,12 \ln R_+ + 12,5 Pr^{2/3} - 5,5) \quad (4)$$

В случае шероховатого канала к исходным данным добавляются следующие геометрические параметры, характеризующие двумерную шероховатость- шаг накатки h, глубина канавки Δ, ширина канавки L. В этом случае вначале определяется эффективный радиус канала:

$$R_g = \frac{1}{2} \sqrt{(2R - 2\Delta)^2 + \frac{2}{9} \cdot \frac{L^2}{h} \cdot (2R - 2\Delta + \frac{2}{27} L)} \quad (5)$$

Далее определяется интегральная характеристика шероховатости:

$$S = \left(\frac{L}{\Delta}\right)^{2/3} \cdot \left(\frac{h}{\Delta}\right)^{1/3} \cdot \left(1 - \frac{\Delta}{R}\right)^2 \quad (6)$$

После чего, на основании универсального закона трения находим естественный масштаб скорости:

$$U_* = \frac{W}{2,5 \ln \frac{R_g}{\Delta} + 10 \exp(-0,3S) + 1,5s^{0,45} - 2,95} \quad (7)$$

Теперь, зная U*, определяем по (2) естественный масштаб температуры и величину:

$$\Delta_+ = \frac{\Delta \cdot U_*}{\nu} \quad (8)$$

Далее определяем следующую универсальную функцию:

$$G = 3,15 \sqrt[4]{\Delta_+} + (Pr^{2/3} + 0,3) + 1,25s^{0,45} - 2,12 \ln \Delta \quad (9)$$

И, наконец, на основании универсального закона теплообмена определяем температуру стенки:

$$T_w = T_0 + q_* \cdot (2,5 \ln \frac{R_g}{\Delta} + 0,5 + G) \quad (10)$$

Таким образом, на основании формулы (10), можно рассчитывать средние значения температу-

ры теплообменных труб в трубчатых теплообменниках.

Список литературы:

1. Кадер Б.А. Гидравлическое сопротивление поверхностей покрытых двумерной шероховатостью, при больших числах Рейнольда. Теоретические основы химической технологии, 1977, т. 11, №3, с. 393-404. 12.
2. Кадер Б.А. Тепло- и массоперенос от стенок, покрытых двумерной шероховатостью, при больших числах Рейнольда и Пекле. Теоретические основы химической технологии. 1979, т. 13, №5, с. 663-675.

УДК 622.765.063

© Хайдарова З.Р., Музафаров А.М. 2007 г.

ПРИМЕНЕНИЕ СВЧ ПЕЧЕЙ ДЛЯ РАЗЛОЖЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОБ

Хайдарова З.Р., магистрант НГТИ; Музафаров А.М., начальник бюро ЦНИЛ НГМК

Методов обогащения золотосодержащих проб применяемых в промышленности очень много и они разнообразны. В последнее время с появлением компактных и удобных программируемых СВЧ печей появилась надежда применения их для обогащения золотосодержащих проб [1-3].

СВЧ система является разносторонним, экономичным инструментом для подготовки образцов для атомно-абсорбционных, рентгеноспектральных и плазменно-спектральных анализов. Это метод разложения проб помогает уменьшить время подготовки образца более чем на 90% против стандартной горячей листовой техники [1]. Большой выбор компонентов для конкретных лабораторных потребностей, безопасность оператора, увеличение системности, надежность инструмента и удобство эксплуатации дает надежду в обеспечении необходимого спроса. СВЧ система, также, включает дистанционное системное управление через программное обеспечение Win Wave, чтобы гарантировать надежное и безопасное выполнение операций [2].

Учитывая вышеприведенное, исследование применения СВЧ печей для разложения золотосодержащих проб является актуальным. В этой статье обобщены некоторые результаты, полученные в лабораторных условиях.

Физические основы СВЧ обработки

Микроволновая энергия нагревает образец реагентов содержащийся в герметическом, микроволновом прозрачном контейнере. В закрытом, загерметизированном сосуде легко достигаются более высокие температуры, таким образом, чтобы увеличить показатель разложения. Давление и температура в закрытом сосуде могут быть проверены и управляемы в реальном времени, а также использоваться при определении суммы прикладной микроволновой энергии. Модули дополнительного сосуда позволяют подготавливаться многочисленным образцам тогда, когда завершённые подготовки охлаждаются.

Последовательность запуска СВЧ печей

Микроволновая печь включает в себя: магнетрон,

бортовые электронные интерфейсы для давления и температуры, программное обеспечение и покрытую полость печи. Выпускной модуль содержит выпускной вентилятор, входные и выходные разъемы и шланги (для связи в микроволновой печи). Управляющая система давления включает управляющий сенсор давления и управляющий интерфейс давления.

Программа Win Wave обеспечивает системное управление и получение данных вплоть до четырех микроволновых печей одновременно, при условии соответствующей конфигурацией IBM-совместимого компьютера и установленной на нем операционной системы Windows. Компьютер обеспечивает дистанционное управление СВЧ-печами.

Взаимоблокировка двери (зеленая, не зажжено), указывает, что дверь закрыта правильно. Зажженный зеленый свет указывает, что дверь закрыта неправильно и работают защитные блокировки. Защитные блокировки мешают магнетрону действовать. Зажженный желтый свет указывает, что магнетрон в работе.

Метод измерений и подготовка к выполнению измерений массовой доли золота атомно-абсорбционным методом

Измерение массовой доли золота в диапазоне от 0,02 до 10,0 мг/дм³ выполняется атомно-абсорбционным методом, основанным на следующем. Анализируемую пробу распыляют в пламя воздух-ацетилен и определяют наличие золота атомно-абсорбционным методом при максимуме светопоглощения 242,8 нм по сравнению с градуировочными растворами. Перед проведением измерений определяют кислотность среды исследуемого раствора при помощи универсальной индикаторной бумаги. Растворы, у которых pH ≤ 5 анализируют без предварительной подготовки, а растворы, имеющие pH ≥ 5 раскисляют, для этого пипеткой с одной меткой отбирают аликвоту исследуемого раствора, помещают в мерную колбу, по каплям добавляют концентрированную хлористоводородную кислоту плотностью

(от 1,17 до 1,19) г/см³ пока рН среды не станет равным 5, затем доливают водой до метки, тщательно перемешивают, при расчетах учитывают степень разведения по формуле:

$$k = \frac{V_1}{V_2} \quad (1)$$

где V₁ – объем аликвоты пробы, взятой для анализа, см³; V₂ – объем колбы разведения, см³.

Если содержание золота в исследуемом растворе менее 0,5 мг/дм³ и рН исследуемого раствора ≥ 5, то делительную воронку вместимостью 250 см³ приливают с пипеткой с одной отметкой 100см³ исследуемого раствора, по каплям при помешивании добавляют хлористоводородную кислоту плотностью (от 1,17 до 1,19) г/см³ для создания среды рН=7 (среду контролируют по универсальной лакмусовой бумаге), затем приливают пипеткой с одной отметкой 5 см³ хлористоводородной кислоты плотностью (от 1,17 до 1,19) г/см³ и 10,0 см³ смеси для экстракции, перемешивают сжатым воздухом (от 3 до 5) мин., оставляют до полного расслаивания фаз, водную фазу отбрасывают, а органическую фазу сливают в бюкс. Одновременно с анализируемыми пробами ведут контрольную пробу, которая должна содержать все реактивы и не должна содержать определяемого элемента.

Проведение измерений концентрации золота атомно-абсорбционным методом

Для этого включают и настраивают атомно-абсорбционный спектрофотометр типа «Спектр» согласно инструкции по эксплуатации, при максимуме светопоглощения для золота I = 242,8 нм в пламени ацетилен-воздух. Распыляют в пламя поочередно градуировочные растворы в режиме «Построение градуировочного графика». Градуировочный график должен быть прямолинейным и подчиняться закону Бугера-Ламберта-Бера. Переключают прибор в режим «Экспресс анализ» и распыляют в пламя анализируемые растворы, результат наблюдений (в мг/дм³) записывают в журнал для вычисления результата измерения. Полученные результаты приведены в табл. 1.

Обработка результатов измерений

Обработку результатов измерений массовой доли золота в жидкой фазе пульпы и технологических растворах сорбционного предела проводят следующим образом. Рассчитывают массовую долю золота в жидкой фазе пульпы и технологических растворах сорбционного предела (X_{Au}) в миллиграммах на литр по формуле:

$$X_{Au}, \text{мг/дм}^3 = \frac{C \cdot V}{V_1} \quad (2)$$

где С – содержание золота в анализируемом растворе, найденное по градуировочному

Таблица 1

Результаты измерения содержания золота атомно-абсорбционным методом после разложения руды в СВЧ печи

№№	Известное содержание	Содержание после разложения, г/г. (масса навески)		
		0,5 г.	1,0 г.	2,0 г.
1.	0,14	0,21	0,18	0,16
2.	0,17	0,27	0,21	0,16
3.	0,28	0,31	0,34	0,25
4.	0,31	0,41	0,34	0,28
5.	0,49	0,43	0,51	0,48
6.	0,56	0,46	0,63	0,77
7.	1,0	0,74	0,84	0,86

графику, мг/дм³;

V₁ – объем золота в анализируемом растворе, взятый для разведения, см³;

V – объем колбы для разведения, см³.

За результат измерения принимают среднее арифметическое двух незначимо различающихся результатов параллельных наблюдений. Допустимые расхождения между результатами параллельных наблюдений (сходимость) |d_{сх,п}|, результатами измерений (воспроизводимость) |d_в| при количестве параллельных наблюдений n=4 и доверительной вероятности P = 0,95 в зависимости от диапазона массовой доли золота от 0,02 до 10,0 мг/дм³ не должны превышать величин, приведенных в табл. 2.

Контроль точности измерений

Контроль правильности результатов измерений проводят в соответствии с СТП 072.279 по стандартным образцам сравнения типа СЗХ-1 и СЗХ-2, соответствующим требованиям O'z DST 8.004-2004, методом добавок или иным метрологически обоснованным методом. Условием правильности результатов измерений компонентов в пробах, при использовании стандартных образцов, является выполнение неравенства (при доверительной вероятности P=0,95)

$$\Pi \leq 0,7 d_{сх} \quad (3)$$

где Π – показатель правильности результатов измерений - расхождение между аттестованным и измеренным значением стандартного образца;

Таблица 2

Допустимые расхождения между результатами параллельных наблюдений

Массовая доля золота мг/дм ³	Абсолютные допустимые расхождения, мг/дм ³	Массовая доля золота, мг/дм ³	Абсолютные допустимые расхождения, мг/дм ³
От 0,02 до 0,05	0,007	Св. 0,5 до 1,0 включ.	0,09
Св. 0,05 “0,1”	0,015	“1,0 “ 2,0”	0,12
“ 0,1 ” 0,2”	0,03	“2,0 “ 5,0”	0,21
“0,2 ” 0,5”	0,042	“5,0 “ 10,0”	0,3

Примечание – Допустимые расхождения между результатами измерений A₁ и A₂ по формуле: |d_B| |A₁ - A₂| = √Δ₁² + Δ₂², где Δ₁ и Δ₂ - показатели точности для результатов измерений A₁ и A₂, выполненных, соответственно, по n₁ и n₂ параллельным наблюдениям

d_{cx} – допустимое расхождение между параллельными наблюдениями.

Условием правильности результатов измерений компонентов в пробах при использовании метода добавок, является выполнение неравенства (при доверительной вероятности $P = 0,95$):

$$\Pi \leq 0,5 \sqrt{d_{cx1}^2 + d_{cx2}^2} \quad (4)$$

где Π - показатель правильности результатов измерений - расхождение между результатами измерений проб без добавки и с добавкой;

d_{cx1}^2 - допустимые расхождения между результатами параллельных наблюдений в пробах без добавки;

d_{cx2}^2 - допустимые расхождения между результатами параллельных наблюдений проб с добавками.

Если:

$$d_{cx1}^2 = d_{cx2}^2, \text{ то } \Pi \leq 0,7 d_{cx} \quad (5)$$

Контроль случайной составляющей погрешности воспроизводимости осуществляется сопоставлением относительных расхождений d_b

$$d_b = \frac{2(C_1 - C_2)100}{(C_1 + C_2)} \quad (6)$$

где C_1 и C_2 – результаты, соответственно, основного

и контрольного измерений.

Изучение применения СВЧ печей для разложения золотосодержащих проб в лабораторных условиях позволили нам:

- ознакомиться со способами управления РС с программным обеспечением;

- построить и исследовать график данных давления и температурных параметров в реальном времени;

- ознакомиться со встроенными системными диагностическими операциями для решения проблемы разложения золотосодержащих проб;

- исследовать дистанционный контроль через РС, который увеличивает безопасность оператора и системную надежность,

и сделать следующие **выводы:**

- применение СВЧ печей для разложения золотосодержащих проб значительно уменьшает время подготовки образца;

- мощность, давление и температурные управляющие режимы имеют вплоть до десяти индивидуально программируемых этапов;

- программное обеспечение Windows допускает дистанционную операцию и управляется через RS-232-C на РС.

Список литературы.

1. Состояние вопроса и исследование перспектив применения СВЧ поля в процессах обогащения и металлургии руд. Промежуточный отчет. Фонды ЦНИЛ НГМК. Навои-2001 г. -стр. 34.
2. Чантурия В. А. Современные проблемы обогащения минерального сырья в России. //Журнал обогащения руд» 2000 г., №6, с.3-8.
3. Колесник В.Г., Урусова Е.В. и др. Спекание вольфрамитовых концентратов с содой в полях СВЧ. //Цветные металлы. М.: 2001. №1., с. 81-84.

УДК 533.6: 536.3

© Пиримов А. 2007 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕПЛО- И МАССООБМЕНА В ОБЛАСТИ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ ТРЕХМЕРНЫХ ТУРБУЛЕНТНЫХ СТРУЙ РЕАГИРУЮЩИХ ГАЗОВ НА ОСНОВЕ «k-ε» МОДЕЛИ ТУРБУЛЕНТНОСТИ

Пиримов А., зав. кафедрой «Высшая математика» НГГИ

В многочисленных отечественных и зарубежных работах, в которых делаются попытки рассчитать турбулентные течения химически реагирующего газа численными методами с использованием двух и многопараметрических моделей турбулентности, включающих пять и более эмпирических констант, в основном рассмотрены двумерные турбулентные течения, а некоторые работы посвящены числен-

ным исследованиям пространственных турбулентных течений [1-5].

В данной статье рассматривается система нелинейных дифференциальных уравнений, граничные условия, метод расчета, истечение трехмерных турбулентных струй реагирующих газов, а также некоторые численные результаты исследования однофазной трехмерной турбулентной струи, истекающей

шей из сопла квадратной формы, на основе двухпараметрической модели турбулентности.

Число методов, основанных на использовании многопараметрических моделей и отличающихся друг от друга количеством привлекаемых уравнений переноса и составом неизвестных, выражающих характеристики турбулентных движений, в настоящее время велико. Наиболее положительно относятся к методам, содержащим уравнения переноса кинетической энергии. Среди них выделяется метод, основанный на совместном решении уравнений переноса импульса, кинетической энергии и скорости диссипации, так называемая, модель «k-ε». В «k-ε» модели выводятся уравнения для турбулентной кинетической энергии k и скорости диссипации турбулентной энергии ε [2,3,5]:

$$r \frac{Dk}{Dt} = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\frac{m_T}{s_k} \frac{\partial k}{\partial x_j} \right] + m_T \left[\frac{\partial u_j}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i} \right] \frac{\partial u_j}{\partial x_j} - re, \quad (1)$$

$$r \frac{De}{Dt} = \frac{\partial}{\partial x_j} \left[\frac{m_T}{s_e} \frac{\partial e}{\partial x_j} \right] + m_T \frac{C_1 e}{k} \left[\frac{\partial u_i}{\partial x_j} + \frac{\partial u_j}{\partial x_i} \right] \frac{\partial u_i}{\partial x_j} - \frac{r C_2 e^2}{k} \quad (2)$$

Здесь, для удобства записи использованы тензорные обозначения в декартовых координатах. Левые части (1) и (2) представляют конвективный перенос, соответственно, величин k и ε. Три члена в правой части уравнений описывают диффузию, выделение и диссипацию соответствующих величин.

Данные уравнения выведены из нестационарных уравнений Навье-Стокса, в которых сохранены диффузионные члены, но отброшены члены, соответствующие вязкой диссипации, а также произведена модификация некоторых других членов.

Уравнения (1) и (2) с учетом:

$$\begin{aligned} \bar{x} &= \frac{x}{b}, \quad \bar{y} = \frac{y}{b}, \quad \bar{z} = \frac{z}{b}, \quad \bar{u} = \frac{u}{u_2}, \\ \bar{u} &= \frac{u}{u_2}, \quad \bar{w} = \frac{w}{w_2}, \quad \bar{r} = \frac{r}{r_2}, \\ \bar{T} &= \frac{T}{u_2^2 / (R/m_1)}, \quad \bar{P} = \frac{P}{P_2 u_2^2}, \\ \bar{H} &= \frac{H}{u_2^2}, \quad \bar{m} = \frac{\hat{m}}{r_2 u_2 b}, \quad \bar{C}_p = \frac{C_p}{R/m_1}, \\ \bar{h}_i &= h_i^* / u_2^2, \quad \bar{w}_i = \frac{\bar{w}_i}{r_2 u_2 / b} \end{aligned} \quad (3)$$

здесь индекс «2» означает, что значения относятся к параметрам центральной струи и $\bar{y} = \frac{y}{L}$, где

$L = a/b$, позволяющие обезразмеривать продольные, поперечные координаты и размеры сечения сопла, приводит в квадратную область, а также выбором масштабов для кинетической энергии турбулентности и ее диссипации:

$$u_2^2; u_2^3/b; \left(\bar{k} = \frac{k}{u_2^2}, \bar{e} = \frac{e}{u_2^3/b} \right)$$

и тем самым можно представить эти уравнения в безразмерном виде.

Уравнение кинетической энергии турбулентности:

$$r u \frac{\partial k}{\partial x} + r u \frac{\partial k}{L \partial y} + r w \frac{\partial k}{\partial z} = \frac{1}{L^2} \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{m_x}{s_k} \frac{\partial k}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{m_x}{s_k} \frac{\partial k}{\partial z} \right) + G - re. \quad (4)$$

Уравнение диссипации энергии турбулентности:

$$r u \frac{\partial e}{\partial x} + r u \frac{\partial e}{L \partial y} + r w \frac{\partial e}{\partial z} = \frac{1}{L^2} \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{m_x}{s_e} \frac{\partial e}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{m_x}{s_e} \frac{\partial e}{\partial z} \right) + (C_1 G + C_2 r e) \frac{e}{k}, \quad (5)$$

$$\text{где } G = m_T \left[\left(\frac{\partial u}{L \partial y} \right)^2 + \left(\frac{\partial u}{\partial z} \right)^2 \right]. \quad (6)$$

Турбулентная вязкость может быть выражена через локальные значения k и ε следующим образом (гипотеза Прандтля-Колмогорова):

$$m_T = \frac{C_m r k^2}{e} \quad (7)$$

Эмпирические константы в уравнениях (5) – (7) равны (для стандартной модели «k-ε»):

$$C_m = 0,09; \quad C_1 = 1,45; \quad C_2 = 1,90; \quad s_k = 1,0 \\ s_e = 1,3 \quad (8)$$

Система уравнений численно реализуется с помощью следующих граничных условий:

$$\begin{aligned} \text{I. } x = 0 : \\ 1) 0 \leq y \leq 1, \quad 0 \leq z \leq 1: \\ u = 1, \quad u = 0, \quad w = 0, \quad r = 1, \quad H = H_2, \\ P = P_2, \quad \tilde{C} = 1, \quad k = k_2, \quad e = e_2; \\ 2) 1 < y < y_{\infty}, \quad 1 < z < z_{\infty} : \end{aligned} \quad (9)$$

$$u = u_1, \quad u = 0, \quad w = 0, \quad r = r_1, \quad H = H_1,$$

$$P = P_1, \quad \tilde{C} = 0, \quad k = k_1, \quad e = e_1$$

II. $x > 0$:

1) $z = 0, \quad 0 < y < y_{+\infty}$:

$$\frac{\partial u}{\partial z} = 0, \quad \frac{\partial u}{\partial z} = 0, \quad w = 0, \quad \frac{\partial H}{\partial z} = 0, \quad \frac{\partial \tilde{C}}{\partial z} = 0,$$

$$\frac{\partial k}{\partial z} = 0, \quad \frac{\partial e}{\partial z} = 0$$

2) $y = 0, \quad 0 < z < z_{+\infty}$:

$$\frac{\partial u}{\partial y} = 0, \quad u = 0, \quad \frac{\partial w}{\partial y} = 0, \quad \frac{\partial H}{\partial y} = 0, \quad \frac{\partial \tilde{C}}{\partial y} = 0, \quad (10)$$

$$\frac{\partial k}{\partial y} = 0, \quad \frac{\partial e}{\partial y} = 0,$$

3) $z \rightarrow z_{+\infty}, \quad y \rightarrow y_{+\infty}$;

$$u = u_1, \quad u = 0, \quad w = 0, \quad r = r_1, \quad k = k_1, \quad e = e_1$$

$$H = H_1, \quad P = P_1, \quad C = 0$$

где k_1, k_2 и e_1, e_2 - исходные значения, соответственно, кинетической и диссипации энергии турбулентности. Из-за сложности получения распределения характеристик турбулентности на срезе сопла, в большинстве существующих работ профили распределения кинетической энергии турбулентности приводятся, а скорость диссипации кинетической энергии не имеет прямых экспериментальных аналогов. Поэтому, для задания распределения характеристик турбулентности на срезе сопла пользуются различными соотношениями, но эти исходные значения должны обеспечить выражения турбулентной вязкости (7), соответствующее действительной картине течения. Уравнения (4) - (5) с граничными условиями (9), (10) имеют параболический тип, и можно их численно решить одним из нами разработанных методов и алгоритмами [6]. Отличие в расчете состоит в том, что прежде чем вычислить M вычисляются значения k и ϵ , соответственно, решением разностных уравнений (4) - (5) методом прогонки. Разностные уравнения (4) - (5) с использованием граничных условий (9) можно представить аналогичной трехдиагональной системой уравнений [7]. В качестве примера рассмотрим переход к разностным уравнениям диссипации энергии турбулентности (5), заменив дифференциалы его аналогами с точностью до порядка $O(\Delta x, \Delta y^2, \Delta z^2)$, получим:

$$\begin{aligned} & \frac{e_{i,j+1,k}^{(S+1)} - e_{ijk}^{(S+1)}}{\Delta y^2} - \frac{1}{L^2} \frac{1}{s_e} (m_T)_{i,j-1/2,k}^{(S)} \frac{e_{ijk}^{(S+1)} - e_{i,j-1,k}^{(S+1)}}{\Delta y^2} + \\ & + \frac{1}{s_e} (m_T)_{i,j,k+1/2}^{(S)} + \frac{(e_{i,j,k+1}^{(S+1)} - e_{ijk}^{(S+1)}) - (m_T)_{i,j,k+1/2}^{(S)}}{\Delta z^2} \cdot \\ & \quad \frac{[e_{ijk}^{(S+1)} - e_{i,j,k-1}^{(S+1)}]}{+} \\ & + \{C_1 m_{ijk}^{(S)} [(\frac{u_{i,j+1,k}^{(S+1)} - u_{i,j-1,k}^{(S+1)}}{2L\Delta y} + \end{aligned}$$

$$+ (\frac{u_{i,j,k+1}^{(S+1)} - u_{i,j,k-1}^{(S+1)}}{2\Delta z})^2] - C_2 r_{ijk}^{(S)} e_{ijk}^{(S)} \frac{e_{ijk}^{(S+1)}}{k^{(S+1)}} \quad (11)$$

Уравнение (11) перепишем в виде:

$$\begin{aligned} & A_{ijk}^{(S)} e_{i,j-1,k}^{(S+1)} + B_{ijk}^{(S)} e_{ijk}^{(S-1)} + \\ & + C_{ijk}^{(S)} e_{i,j+1,k}^{(S+1)} = E_{ijk}^{(S)}, \quad (12) \end{aligned}$$

где коэффициенты:

$$A_{ijk}^{(S)} = -\frac{\Delta x}{2L\Delta y} (ru)_{ijk}^{(S)} - \quad (13)$$

$$-\frac{\Delta x}{L^2 s_e \Delta y^2} (m_T)_{i,j-1/2,k}^{(S)}$$

$$\begin{aligned} B_{ijk}^{(S)} &= (ru)_{ijk}^{(S)} + \frac{\Delta x}{L^2 s_e \Delta y^2} (m_T)_{i,j+1/2,k}^{(S)} + \\ & + \frac{\Delta x}{L^2 s_e \Delta y^2} (m_T)_{i,j-1/2,k}^{(S)} + \frac{\Delta x}{s_e \Delta z^2} (m_T)_{i,j,k+1/2}^{(S)} + \\ & + \frac{\Delta x}{s_e \Delta z^2} (m_T)_{i,j,k-1/2}^{(S)} - D\Delta x, \quad (14) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} C_{ijk}^{(S)} &= \frac{\Delta x}{2L\Delta y} (ru)_{ijk}^{(S)} - \\ & - \frac{\Delta x}{L^2 s_e \Delta y^2} (m_T)_{i,i+1/2,k}^{(S)} \quad (15) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} E_{ijk}^{(S)} &= (ru)_{ijk}^{(S)} e_{i-1,j,k}^{(S+1)} - \frac{\Delta x}{2\Delta z} (rw)_{ijk}^{(S)} \cdot \\ & \cdot (e_{i,j,k+1}^{(S+1)} - e_{i,j,k-1}^{(S+1)}) + \frac{\Delta x}{s_e \Delta z} (m_T)_{i,j,k+1/2}^{(S)} + \\ & + \frac{\Delta x}{s_e \Delta z} (m_T)_{i,j,k-1/2}^{(S)} e_{i,j,k-1}^{(S+1)} \quad (16) \end{aligned}$$

где:

$$\begin{aligned} D &= \{C_1 m_{ijk}^{(S)} [(\frac{u_{i,j+1,k}^{(S+1)} - u_{i,j-1,k}^{(S+1)}}{2L\Delta y})^2 + \\ & + (\frac{u_{i,j,k+1}^{(S+1)} - u_{i,j,k-1}^{(S+1)}}{2\Delta z})^2] - C_2 r_{ijk}^{(S)} e_{ijk}^{(S)} \frac{1}{k^{(S+1)}} \quad (17) \end{aligned}$$

Здесь, $r_{ijk}^{(S)}, u_{ijk}^{(S)}, k_{ijk}^{(S)}, e_{ijk}^{(S)}$ и другие значения сеточной функции r, u, k и ϵ для s -й итерации.

Для проверки достоверности разработанного алгоритма и метода решения в качестве тестового варианта исследовалось истечение изотермической струи, истекающей из сопла квадратной формы и распространяющейся в затопленном пространстве воздуха.

Исходные значения и размеры сопла заимствованы из работы [8]. В расчетах безразмерные исходные значения кинетической энергии турбулентности

струи варьируют от 0,001 до 0,1, а диссипация энергии турбулентности $\epsilon = 0,01$.

Во избежание деления на нуль исходные значения окислителя (покоящегося воздуха) k и ϵ остались постоянными и равными: $\bar{k}_1 = 0,001$; $\bar{k}_2 = 0,01$.

На рис. приведены профили продольной скорости в разных поперечных сечениях струи и сравнение расчетных данных, полученных на основе алгебраической и «к-ε» модели турбулентности в разных исходных значениях k . Из результатов, приведенных в виде графиков, видно, что при малых значениях k ядро струи заметно сохраняется.

В начальных участках струи результаты исследования моделей взаимно хорошо согласуются, естественно, с экспериментальными данными работы [8], тоже, и далее, с удалением от среза сопла, результаты, полученные на основе «к-ε» модели турбулентности, занижены.

Из этих графиков видно, что ширина струи в направлении большой оси отверстия в начале уменьшается, в то время как в направлении малой оси она растет.

На некотором расстоянии вниз по потоку их значения становятся равными, после чего обе ширины возрастают практически одинаково. При этом форма струи стремится к осесимметричной - форма струи переходит в круглую форму ($\bar{x} = 5$). По-видимому, начальное уменьшение ширины струи связано с наличием боковых скоростей.

Седлообразное поведение профилей продольной скорости в направлении большой оси наблюдалось в экспериментах Сфорца [9], но не были получены численно с использованием «к-ε» модели в работе [2], где исследовалась свободная трехмерная турбулентная струя, истекающая из сопла прямоугольной формы.

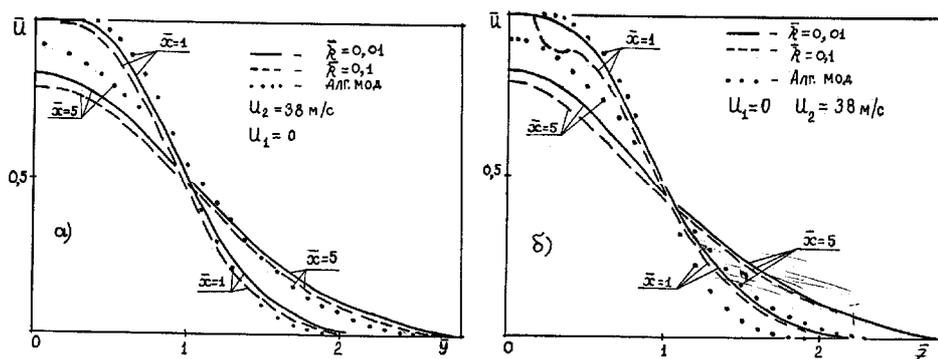


Рис. 1. Поперечные распределения продольной скорости по осям Oy (а) и Oz (б)

Свойством, которое не удастся получить в расчете авторами работ [2], даже при модификации начальных условий, является наблюдаемое в эксперименте наличие седлообразной формы профилей скорости в направлении оси z , и объясняется двумя возможными причинами:

1). Градиент давления вдоль оси, который здесь не учитывается, может не быть пренебрежимо малым при наличии значительного поперечного движения, и это может ускорять или замедлять некоторые области течения относительно других областей.

2). Тот же характер, что и аргументы, приведенные в введении, может быть обусловлен какими-то вторичными течениями, которые накладываются на вторичные течения, возникающие из-за условий истечения из отверстия.

Это дополнительные вторичные течения, вызванные турбулентностью, могут способствовать переносу жидкости, обладающей высоким количеством движения, от центральной части струи к краям и, таким образом, приводить к образованию седлообразной формы профилей скорости.

Нам кажется, что, скорее всего, авторы [2] использовали эмпирические константы, участвующие в «к-ε» модели, приемлемые для не сжимаемой жидкости. Нами были в процессе многочисленных экспериментальных расчетов подобраны значения эмпирических констант C_1 , C_2 , они, соответственно, равны $C_1 = 0,44$, $C_2 = 0,5$.

Список литературы:

1. Баяев В.К., Головичев В.И., Третьяков П.К. Горение в сверхзвуковом потоке. – Новосибирск: Наука, 1984. -286 с.
2. Мак-Грик Дж.Дж., Роди В. Расчет трехмерных турбулентных струй. // В сб. Турбулентные сдвиговые течения. Т.1. М.: Машиностроение, 1982, с. 72-88.
3. Патанкар, Басю, Альпей. Численный расчет трехмерного поля скорости искривленной турбулентной струи. //Теоретические основы инженерных расчетов, 1977, № с. 268-273
4. Турбулентные сдвиговые течения. т.1.2 /Пер.с англ. Под редакцией А.С.Гинеевского. М: Машиностроение, 1982 – 431 с., 1983 – 431 с.
5. Флетчер К. Вычислительные методы в динамике жидкостей. Т 1.2 – М: Мир, 1991
6. Пиримов А. Исследования трехмерной турбулентной струи реагирующих газов, истекающей из прямоугольного сопла при наличии диффузионного факела. Дис. на соис. ученой степени к. ф.-м.н., Алматы, 1994., 152 с.
7. Самарский А.А. Теория разностных схем. – М: Наука, 1977 – 656 с.
8. Палатник И.Б., Темирбаев Д.Ж. О распространении свободных турбулентных струй, вытекающих из насадки прямоугольной формы. Проблемы теплоэнергетики и теплофизики. Изд. КазССР Алма-Ата, 1964, вып. 1, с. 18-28.
9. Сфорца, Стейгер, Трентакосте. Исследование трехмерных вязких струй. Ракетная техника и космонавтика. М.: 1966, № 5. с. 42-50.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НАГРУЗКИ НА ГЛУБИНУ НАКЛЕПА ПРИ РОТАЦИОННОЙ ОБРАБОТКЕ

Кушназаров И.К., зав. кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук; Мардонов Б.Т., доцент кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук; Шеров К.Т., декан Энергомеханического факультета НГГИ

Качественная работа узлов подвижных механизмов, работающих на больших скоростях или в условиях тяжелых нагрузок, зависит от изменения зазоров в сопрягаемых поверхностях. Их величина связана с закономерностями интенсивности износа сопрягаемых поверхностей пар трения и показателями, характеризующими текущее состояние микрогеометрии этих поверхностей.

Нами разработана технология многолезвийной ротационной обработки (МРО), позволяющая регулировать в широких диапазонах показатели упрочнения и микрогеометрию обработанной поверхности.

Глубина распространения наклепа h_n может также служить одним из показателей качества обработанного МРО изделия. В некоторых технологических операциях этот параметр может оговариваться. Поэтому, актуальность рассматриваемого вопроса определяется его практическим применением.

Глубина h_n в первую очередь зависит от размеров контактной площадки, механических свойств и структуры обрабатываемого материала, а также от режимов обработки.

Размеры контактной площадки определяют величину удельной нагрузки, если известно значение нормального давления, выраженное через значение P_y . Но последнее определяется линейным размером

длины контакта по задней поверхности и значением кинематического заднего угла $\alpha_{кин}$. Вопрос определения $\alpha_{кин}$ требует более подробного рассмотрения. Ограничимся рассмотрением влияния давления, определявшегося через измерение составляющей силы резания P_y в условиях изменения обрабатываемых материалов и режимов резания. При этом, геометрия инструмента неизменна. Постоянным выбирался угол установки β_y , так как в этих условиях площадка контакта практически мало изменяется.

В табл. и на фотографиях (рис. 1 и 2) измерения микротвердости методом «косого среза» приведены результаты экспериментального определения глубины наклепа h_n , значение которой определялось посредством измерения распределения твердости в деформированном слое. Значение ординаты, соответствующей исходной твердости обрабатываемого материала, если направить ось X вглубь от обработанной поверхности, соответствует значению глубины наклепа h_n .

При одинаковых значениях P_y глубина наклепа тем больше, чем ниже предел текучести материала σ_t и разница между σ_t и σ_b (т.е. чем больше запас пластичности этого материала). Например, при значении $P_y = 2000$ глубина h_n у образцов Ст.45 составила 2,6 мм, а у долотной стали 17ХН4МА, имеющей более высокий предел текучести, - всего 1,4 мм, следовательно на деталях более «мягких» более глубокий наклеп получается при меньших значениях P_y по сравнению с более твердыми и прочными материалами (см. чугун).

При обработке с силами, превышающими оптимальные, глубина наклепа продолжает расти, но на поверхности наблюдается перенаклеп и снижение твердости. А это отрицательно сказывается на эксплуатационных свойствах деталей машин.

Так в процессах резания традиционными резцами у поверхности, как правило, наблюдается меньшая твердость, затем она увеличивается и постепенно снижается, что говорит [1-3] о наличии неблагоприятных растягивающих напряжений на обработанной поверхности. Распределение твердости в этом случае имеет вид приведенный на рис. 3.

Из рис. 3 видно, что можно выделить 3 зоны. Первая, перенаклепанная, очень малой толщины. В этой зоне напряжения неблагоприятные. Чаще всего там же ближе к началу оси X наблюдаются пленки окислов. Эта зона первоначально формируется как следствие воздействия сил из плоскости сдвига и могла бы быть продолжением зоны II. Но прохож-

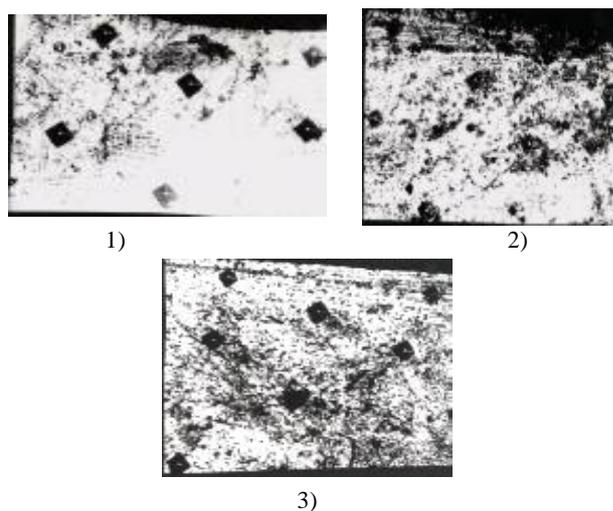


Рис. 1. Фотографии микроструктур, использованных для определения глубины наклепа, градиента твердости и текстуры: 1) $q = 120^\circ \text{C}$; 2) $q = 620^\circ \text{C}$; 3) $q = 820^\circ \text{C}$ $V = 0,5 \text{ м/с}$, 12Х18Н10Т

дением контакта с задней поверхностью резца как результат работы трения скольжения с площадкой износа, формируется зона I такой как это изображено на схеме. Такая же (но менее ярко выраженная) схема получается при резании однолезвийным ротационным резцом с большим положительным по величине задним углом.

В случае же МРО по способу, который рассматривается в данной работе, схема распределения твердости по оси X иная.

На рис. 4 приведены результаты измерения распределения твердости по глубине наклепанного слоя при резании стали Ст 45. Твердость измерялась по методу «косого среза».

Изменение скорости обработки от малых значений до 3,33 м/с не оказывает существенного влияния на упрочнение. Поэтому распространено мнение, что эффективность упрочнения не зависит от скорости. Однако, на наш взгляд, наиболее важным является изменение градиента твердости. С увеличением скорости градиент растет, а глубина наклепа снижается весьма заметно.

Учитывая изложенное, можно констатировать, что при МРО удаётся избавиться от появления перенаклепанного или окисленного слоя прилежащего к обработанной поверхности. Кроме этого, немаловажным является тот факт, что градиент твердости может регулироваться за счет давления или путем изменения режимов обработки. Анализ данных, приведенных на рис. 4, показывает, что при работе по этой технологии зона I, показанная на схеме (рис. 3), отсутствует. Следовательно, интенсивность начального износа обработанной поверхности деталей уменьшится. Учитывая тот факт, что шероховатость этой поверхности, в нашем случае, имеет меньшие значения, а также неровности более пологие (т.е. t_p —относительная длина опорной поверхности на верхних сечениях в 2-3 раза больше) практически возможно стабилизировать изнашивание поверхности в начальный период эксплуатации.

Приведенные результаты позволяют сделать

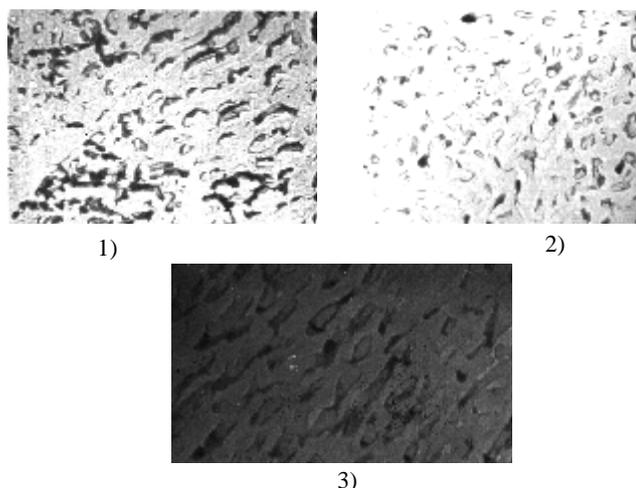


Рис. 2. Примеры микроструктуры деформированного слоя Ст. 45: 1) $N=5 \text{ кг/мм}^2$; 2) $N=10 \text{ кг/мм}^2$; 3) $N=25 \text{ кг/мм}^2$ $V=0,5 \text{ м/с}$; 6750^\times

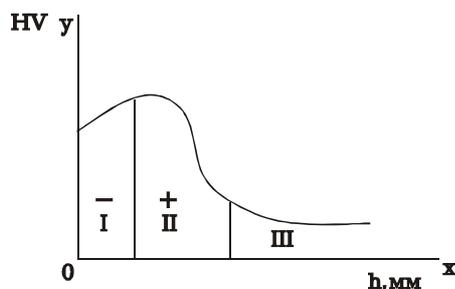


Рис. 3 Схема распределения твердости в деформированном слое после точения призматическими резцами

следующие выводы:

- показано, что при работе по предлагаемой технологии МРО величина наклепа h_n может регулироваться в широком диапазоне от 0,5 мм до 2,5 мм;
- градиент твердости в деформированном слое может быть изменен по требуемому режиму. Реализа-

Обрабатываемый материал	Составляющая силы резания. $P_v, \text{ Н}$	Глубина наклепа $h_n, \text{ мм}$	Примечание
1	2	3	4
Ст45	250	1	
	750	1,3	
	1000	2	
	1500	2,5	
12Х18Н10Т	500	1,5	
	1000	2,3	
17ХН4МА	500	0,74	Руд =148
	2000	1,4	Руд = 240
Серый чугун	500	0,3	
	1000	0,65	
ШХ - 15	500	0,95	
	2000	1,8	

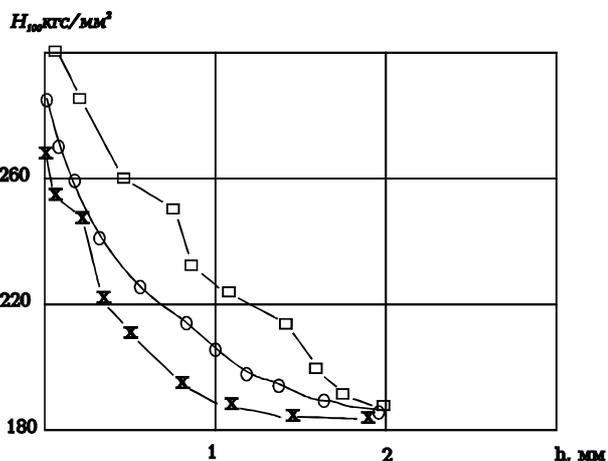


Рис. 4. Влияние скорости резания на упрочнение при МРО стали Ст. 45 1 – $V=2,5 \text{ м/с}$, 2 – $V=0,83 \text{ м/с}$, 3 – $V=0,2 \text{ м/с}$

ция предложенной технологии позволяет исключить нежелательные явления разупрочнения вследствие перенаклепа и уменьшить окисленный слой;

- изменение твердости обработанной поверхности зависит от свойств обрабатываемого материала (значений σ_T , σ_B и исходной твердости), геометрии инструмента и режимов резания. Выявлены режимы, значения геометрических параметров и значения нор-

мальных давлений увеличивающие эффективность упрочнения;

- выявлены факторы, влияющие на показатели качества обработанной поверхности и их величины, обеспечивающие улучшение этих показателей: $V > 1,6$ м/с, $S < 0,4$ мм/об, $N > 20 < 50$ кг/мм², $b_y \approx 20 - 30^0$, $\varphi = 0^0$.

Список литературы:

1. Землянский В.А. *Обработка сплавов титана круглыми самовращающимися резцами. Сб. Станки и режущие инструменты.* - М. 1968. выпуск № 8. с. 55
2. Коновалов Е.Г. // *Ж. Машиностроитель.* 1974. №9, с. 28-30.
3. Маталин А.А. *Качество поверхностей и эксплуатация свойств деталей машин.* М.: Машиностроитель. 1993. – 253с.

УДК 621.785

© Ахмедов Х.И., Мухамедов А.А. 2007 г.

ИЗМЕНЕНИЕ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ УГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ МАРКИ У8 В ЗАВИСИМОСТИ ОТ РЕЖИМОВ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ

Ахмедов Х.И., старший преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ; **Мухамедов А.А.**, профессор ТашГУТ, докт. техн. наук

В данной статье рассматривается изменение износостойкости углеродистой стали в зависимости от режимов предварительной термической обработки. Предложен оптимальный режим термической обработки, при котором формируется структура стали У8 с наиболее высокой износостойкостью.

При разработке различных упрочняющих методов обработки с целью повышения износостойкости реальных изделий, в частности штампов холодной штамповки, следует иметь в виду, что результаты лабораторных испытаний часто не соответствуют результатам натурных испытаний в эксплуатационных условиях. Это связано с тем, что условия трения при лабораторных и натурных испытаниях сильно разнятся.

Эти различия чаще всего заключаются в «жесткости» нагружения, когда изнашивание идет, начиная от чисто абразивного резания до более мягкого нагружения – это многократное пластическое деформирование и до окислительного изнашивания, когда микропластическая деформация неровностей трущейся поверхности активизирует их с образованием пленок окислов; происходит изнашивание (удаление) уже образовавшихся пленок окислов [1]. Отдельно в этом ряду стоит изнашивание за счет схватывания и задира трущихся поверхностей.

Как показали наши исследования характера износа штампового инструмента холодного деформиро-

вания, износ инструмента носит смешанный характер.

Присутствуют явления абразивного изнашивания и изнашивание за счет схватывания, а также разрушения за счет многократного передеформирования трущихся поверхностей.

Поэтому, при проведении испытаний на износостойкость в лабораторных условиях использовали как методы с наиболее жесткими условиями трения по закрепленному абразиву на машине Х4-Б [2], так и более мягкие с трением о незакрепленные абразивные частицы на машине ПВ-7 [1], а также сухое трение скольжения металла по металлу в условиях проявления схватывания и многократного упруго-пластического передеформирования.

Испытаниям подвергались образцы, изготовленные из стали У8, как наиболее часто используемой стали при изготовлении штампов для холодной штамповки. Образцы стали У8 подвергали закалке с различных температур нагрева, промежуточному отпуску 450°С, повторной окончательной закалке с 820°С в воду и отпуск 200°С.

Результаты испытаний на изнашивание в условиях различного вида трения представлены на рис.

При всех видах трения и изнашивания существует экстремальная температура предварительной закалки (для стали У8 - 1100°С), когда величина износа имеет минимальное значение, несмотря на

одну и ту же твердость всех образцов. Как было показано нами выше, именно при этой температуре предварительной закалки после повторной фазовой перекристаллизации наблюдается наиболее высокий уровень плотности дислокаций.

При испытаниях на изнашивание при трении по закрепленному абразивному материалу на машине Х4-Б эффект снижения величины износа, в случае предварительной закалки с 1100°C, не велик. Разница в износе достигает всего 0,06 мм, что в сравнении со стандартной термообработкой составляет 15%. Однако, этот эффект стабилен и существенно превышает среднеквадратичную ошибку среднеарифметической величины S_x . Условия испытания на машине Х4-Б таковы, что фактически реализуются процессы резания металла твердыми частицами корунда.

Если абразивный материал не очень твердый (например кварц) и абразивные частицы не закреплены, то прямого резания испытуемого материала не наблюдается. Износ происходит за счет многократного передеформирования поверхности испытуемого материала, как это имеет место при испытании на машине ПВ-7. Здесь эффект снижения величины износа при предварительной закалке 1100°C достигает уже 42%. Примерно такой же эффект наблюдается при трении скольжения без смазки металл по металлу. В обоих последних случаях реализуется взаимодействие трущихся поверхностей аналогично тому, что наблюдали при работе штамповых инструментов холодного деформирования. Следовательно, можно ожидать «сходство рядов

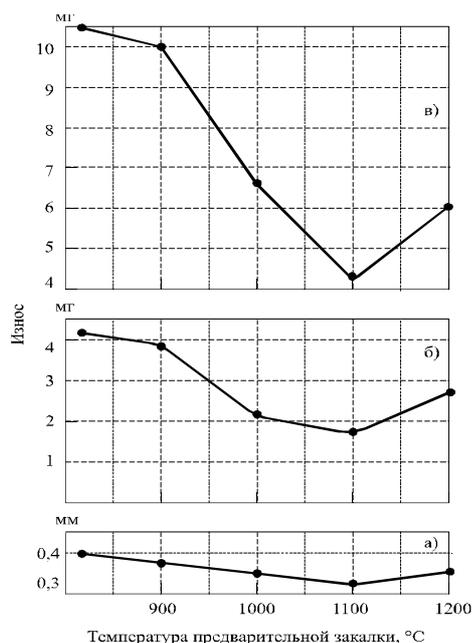


Рис. Зависимость величины износа стали У8 от температуры предварительной закалки. Окончательная термическая обработка – промежуточный отпуск 450°C, закалка 820°C, отпуск 200°C: а) испытания по закрепленному абразивному материалу, машина Х4-Б; б) испытания при трении по незакрепленному абразивному материалу, машина ПВ-7; в) испытания при трении скольжения без смазки, ролик-букса

износостойкости» [1] и повышение стойкости штамповых инструментов, за счет введения предварительной термической обработки по требуемым режимам, также примерно на 40-50%.

Список литературы:

1. Тененбаум М.М. «Сопrotивление абразивному изнашиванию». Москва, «Машиностроение», 1976 г. 267 с.
2. Металлы. Метод испытания на абразивное изнашивание при трении о закрепленные абразивные частицы. ГОСТ 17367-71. Госкомстандарт Совминст., Москва, 1971 г.

УДК 001

© Сафаров И.И., Болтаев М.Б. 2007 г.

АНАЛИТИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ВОЗДЕЙСТВИЯ ПОРОДЫ ПРИ ВЗРЫВНЫХ НАГРУЗКАХ НА КОНСТРУКЦИИ ТРУБОПРОВОДОВ И КРЕПЛЕНИЯ ТОННЕЛЕЙ

Сафаров И.И., зав. кафедрой «Высшая математика» Бух ТИП и ЛП, докт. физ.-мат. наук, профессор; Болтаев М.Б., ассистент кафедры «Естественные и общетехнические дисциплины» Зарафшанского ОТФ НГИ

Исследование распространения взрывных нагрузок (или волн) в кусочно-однородных упругих и вязкоупругих средах представляет значительный

научный и практический интерес. Это связано как с необходимостью изучения возможных повреждений элементов подземных конструкций при

прохождении через них импульсов напряжений, так и с различными технологическими приложениями. В частности, волны напряжений используются при измерении упругих постоянных материалов, обнаружении трещин и передачи информации.

Необходимо отметить, что если напряженно-деформированное состояние элементов конструкций при статическом и квазистатическом нагружении может быть рассчитано при помощи хорошо разработанных методов, то анализ распространения нестационарных волн в конструкциях представляет собой сложную математическую задачу.

Методом интегральных преобразований построено приближенное аналитическое решение задачи о взаимодействии тонкой цилиндрической оболочки с грунтовой (упругой) средой при воздействии на нее плоских сейсмических (нестационарных) волн. Решение позволяет определить кольцевые и продольные деформации (и усилия) оболочке (рис. 1, 2).

В плоской постановке подобная задача решалась в [1, 2] для условия жесткого контакта оболочки и среды, а в [3] для условий проскальзывания. Расчетная схема задачи представлена на рис. 1. На круговую цилиндрическую оболочку с радиусом R и толщиной стенки h из материала, характеризуемого плотностью S_0 , коэффициентом Пуассона ν и модулем Юнга E , расположенную в упругой среде с плотностью S и коэффициентами Ламе l, m , набегает под углом g к оси оболочки плоская ступенчатая продольная волна напряжений:

$$q(r, q, z, t) = q_0 H(t) \quad (1)$$

где: q_0 - амплитуда набегающей волны; H - функция Хевсайда.

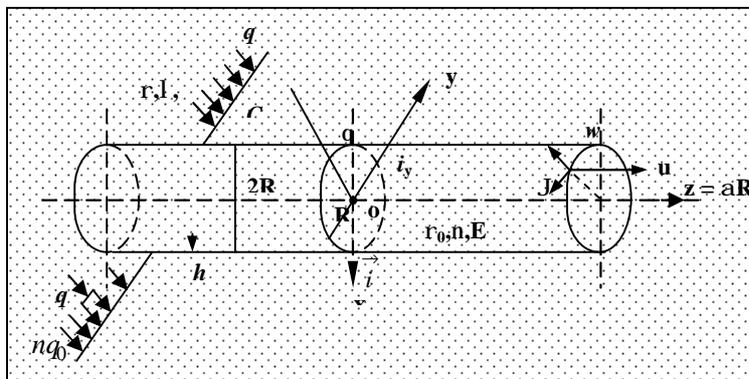


Рис. 1. Расчетная схема

$$x = t - \frac{r(\cos q \sin r + \sin q) + z \cos r}{c_1}$$

Построив решение задачи для ступенчатой волны (1), с помощью интеграла Дюамеля легко построить решение для нестационарной волны с произвольной зависимостью от времени. Отсчет времени производится от момента, когда фронт набегающей волны (1) приводит к сечению оболочки $z = 0$.

В отсутствие статических массовых сил вектор системы $\mathbf{u} = [u_r, u_q, u_z]^T$ в упругой среде определяется уравнением:

$$(1 + 2m) \text{grad div } \mathbf{u} - m \text{rot rot } \mathbf{u} = s \left(\frac{\partial^2 \mathbf{u}}{\partial t^2} \right) \quad (2)$$

По Ламе вектор смещений выражается через скалярный \mathbf{y} и векторный потенциалы:

$$\mathbf{u} = \mathbf{u}_j + \mathbf{u}_y = \text{grad } \mathbf{y} + \text{rot } \mathbf{y},$$

а уравнение (2) в форме:

$$\begin{aligned} \nabla^2 j - c_1^{-2} \left(\frac{\partial^2 j}{\partial t^2} \right) &= 0; \nabla^2 y_z - c_2^{-2} \left(\frac{\partial^2 y}{\partial t^2} \right) = 0; \\ \nabla^2 y_r - \frac{y_r}{r^2} - \frac{2}{r} \frac{\partial y_q}{\partial q} - c_2^{-2} \left(\frac{\partial^2 y}{\partial t^2} \right) &= 0, \quad (3) \\ \nabla^2 y_q / r^2 + (2/r) \left(\frac{\partial y_r}{\partial q} \right) - c_2^{-2} \left(\frac{\partial^2 y}{\partial t^2} \right) &= 0 \end{aligned}$$

Уравнение для вектора смещений оболочки $\bar{m}_0 = [u, J, w]^T$ принимается в виде [1]:

$$L \bar{u}_0 = R^2 \left[D^2 \bar{u}_0 / D r^2 + \vec{P} / (r_0 h) \right] / c^2, c^2 = E / r_0 (1 - \nu^2), \quad (4)$$

где: L - матрицы дифференциальных операторов.

$$\begin{aligned} L_{11} &= \partial^2 / \partial a^2 + \left[(1 - \nu^2) / 2 \right] \left(\frac{\partial^2}{\partial q^2} \right), L_{12} = \\ &= L_{21} = \left[(1 - \nu) / 2 \right] \left(\frac{\partial^2}{\partial a \partial q} \right) \\ L_{13} &= L_{31} = n^0 / \partial a, L_{22} = \partial^2 / \partial q^2 + \\ &+ \left[(1 - \nu) / 2 \right] \left(\frac{\partial^2}{\partial a^2} \right), L_{23} = L_{32} = \partial / \partial q, \\ L_{33} &= \left(h^2 / 12 R^2 \right) \left(\frac{\partial^4}{\partial a^4} + 2 \frac{\partial^2}{\partial a^2} \frac{\partial^2}{\partial q^2} + \right. \\ &\left. + \frac{\partial^4}{\partial q^4} + 2 \frac{\partial^2}{\partial q^2} \right) + 1, \end{aligned}$$

$\vec{P} = [P_z, P_q, P_c]^T$ - вектор поверхностных сил.

Начальные условия для полупространства принимаем нулевыми; а граничные условия при $r \rightarrow \infty$ заданы набегающей волной (1), при $r \rightarrow 0$ нулевыми. На поверхности оболочки формулируются условия полного проскальзывания:

- непрерывность нормальных компонент напряжений при $r = R$:

$$\begin{aligned} P_r &= -q_0 \left[(1 - \nu) \sin^2 g \cos^2 q + h \right] A - \\ &- \frac{r_0 h c^2}{R^2} \left[l \left(\frac{\partial^2 j}{\partial r^2} + \frac{1}{R} \frac{\partial j}{\partial r} + \frac{1}{R^2} \frac{\partial^2 j}{\partial t^2} \frac{\partial^2 j}{\partial z^2} \right) + \right. \end{aligned}$$

$$+ 2m \left(\frac{\partial^2 j}{\partial r^2} - \frac{1}{R^2} \frac{\partial y_r}{\partial q} + \frac{1}{R} \frac{\partial^2 y_r}{\partial q} + \frac{\partial^3 y_q}{\partial r \partial q \partial z} \right)$$

– отсутствие касательных напряжений при $r = R$:

$$P_0 = q_0 A (1-h) \sin^2 g \sin q \cos q - \frac{r_0 h c^2}{R^2} m \left(\frac{2}{R} \frac{\partial^2 j}{\partial r \partial q} - \frac{1}{R} \frac{\partial y_r}{\partial r} - \frac{\partial^2 y_r}{\partial r^2} + \frac{1}{R^2} \frac{\partial^2 y_r}{\partial q^2} - \frac{2}{R^2} \frac{\partial^2 y_q}{\partial q \partial z} + \frac{2}{R} \frac{\partial^3 y_r}{\partial r \partial q \partial z} \right) = 0;$$

$$P_z = 0,5 A q_0 (1-h) \sin 2g \cos q - \frac{r_0 h c^2}{2R} m \left(2 \frac{\partial^2 j}{\partial r \partial z} + \frac{1}{R} \frac{\partial^2 y_r}{\partial q \partial z} + \frac{1}{R^2} \frac{\partial^2 y_q}{\partial r} - \frac{1}{R} \frac{\partial^2 y_q}{\partial r^2} - \frac{\partial^3 y_q}{\partial r^3} + \frac{2}{R^3} \frac{\partial^2 y_q}{\partial q^2} - \frac{1}{R^2} \frac{\partial^3 y_q}{\partial r \partial q^2} + \frac{\partial^3 y^2}{\partial r \partial q \partial z} \right) = 0,$$

Непрерывность скоростей смещений при $r = R$:

$$\frac{\partial w}{\partial t} = - \frac{q_0}{r C_1} A \sin g \cos q - \frac{\partial}{\partial t} \left(\frac{\partial j}{\partial r} + \frac{1}{R} \frac{\partial y_r}{\partial q} + \frac{\partial^2 y_r}{\partial r \partial z} \right)$$

где:

$$q_0 = r C_1 n_n; n_n = q_0 / r C_1; n_n = (q_0 / r a) \sin g \cdot \cos q$$

Решение сформулированной задачи строим методом разделения переменных. Применимы к уравнениям (3)-(4) преобразования Лаплас по времени, конечное косинус - или синус - преобразование Фурье по углу θ и преобразование Лапласа по координате z , записываем их в изображениях:

$$\begin{aligned} \partial^2 j^{LcL} / \partial r^2 + \partial j^{LcL} / r \partial r - (n^2 / r^2 - s^2 + p^c) j^{LcL} &= 0 \\ \partial^2 y_m^d / \partial r^2 + \partial y_m^d / r \partial r - (n^2 / r^2 - s^2 + p^2 / g_p^2) y_m^d &= 0, \end{aligned} \quad (5)$$

где: $m=1,2$ $d=LsL$ при $m=1$, $d=LcL$ при $m=2$.

$$\begin{aligned} (S^2 - n^2 a) J^{LcL} + n s b J^{LsL} + n S w^{LcL} &= A^2 p^2 u^{LcL}; \\ - b s n u^{LcL} - (n^2 - a s^2) J^{LsL} - n w^{LcL} &= A^2 p^2 J^{LcL}; \\ n s u^{LcL} + n u^{LcL} + [k^* (S^2 - n^2) + 1] w^{LcL} &= A^2 p^2 w^{LcL}; \end{aligned}$$

$$G q_0 (p e^{-p \sin g}) D(p, s, n, g, I_n, j, y_r, y_q, M, N) / [p / S + p \cos g],$$

где: P, S - параметры преобразования Лапласа по t $\alpha=z/R$;

n - параметр преобразования Фурье по θ ;

$I_n(x)$ - модифицированная цилиндрическая функция индекса n .

В уравнениях (5) использованы безразмерные переменные:

$$j = j / R^2; y_m = y_m / R^2; t = C_1 t / R; r =$$

$$= r / R; q_0 = q_0 / r C_1^2; u = u / h;$$

$$J = J / h; w = w / h.$$

Обращение изображений по t выполнялось с помощью теоремы запаздывания. Функция прогибов w оболочки при $\nu = 0,3$ в разделенных переменных получена в виде:

$$w(t, q, z, g) = \frac{q_0 E}{5,46 r C_1 R^2} \quad (6)$$

$$\left[b^2 \sin^2 g \cos q - \frac{(1-h)}{4AN} \sin^2 g (b_u - 2b_3 \sin q \sin^3 q) \right]$$

$$b_2 = \frac{(t-w_1)^3 H(t-w_1)}{1,1(1,69A + \cos g)} - \frac{(t-w_2)^3 H(t-w_2)}{1,1(\cos g - 1,69A)} +$$

$$\text{где: } + \frac{(t-w_3)^3 H(t-w_3)}{0,65(A + \cos g)} - \frac{(t-w_4)^3 H(t-w_4)}{0,65(\cos g - A)};$$

$$b_4 = \frac{(t-w_4)^4 H(t-w_1)}{1,1(1,69A + \cos g)} - \frac{(t-w_2)^4 H(t-w_2)}{1,1(\cos g - 1,69A)} +$$

$$+ \frac{(t-w_3)^4 H(t-w_3)}{0,65(A + \cos g)} - \frac{(t-w_4)^4 H(t-w_4)}{0,65(\cos g - A)},$$

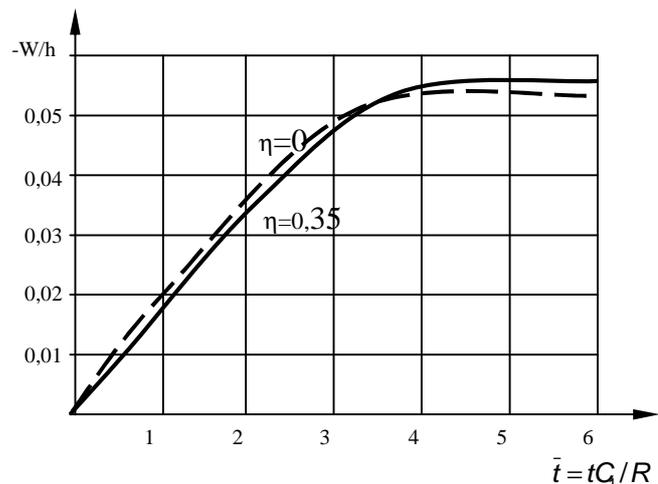


Рис. 2. Зависимость изменения радиального перемещения от времени

$$\begin{aligned} w_{1,2} &= \sin g (1 - \cos q) \neq 1,69 A z / R; w_{3,4} = \\ &= \sin g (1 - \cos q) \pm A z / R. \end{aligned}$$

С помощью интеграла Дюамеля и формулы (6) можно построить решение для набегающей плоской продольной волны (1) [1].

Для оценки точности построенного решения была рассчитана стальная оболочка в упругой среде по исходным данным

$$h = 0,5 м, \quad h = 0,014 м, \quad r_0 = 7,8 Г / м, \quad n = 0,3, \quad E = 2,1 \cdot 10^5 \text{ МПа}, \quad g = 90^0, \quad h = 0,35;$$

$$r_0 = 1,6 Г / м^3, \quad q = 800 м / с, \quad C_2 = 400 м / с, \quad q_0 = 1,6 \text{ МПа}, \quad I = 0,4$$

Результаты вычисления прогибов ω в $\theta=0$ по формуле (6) даны на рис. 2. Как видно, сходимость результатов расчетов удовлетворительная.

Таким образом, построенное решение позволяет оценивать первым приближением параметры пространственного движения и напряженно-деформированного состояния протяженных (магистральных) подземных трубопроводов и тоннелей с примкнутыми к породному массиву обделками при налегании на них плоских волн напряжения. В отличие от известных решений (6) позволяет рассчитывать деформации и изменение кривизны оболочки вдоль оси Oz, а также продольные усилия и изгибающие моменты.

Список литературы:

1. Сафаров И.И., *Колебания и волны в диссипативно неоднородных телах и конструкциях.* Ташкент. Фан, 1992, 250с.
2. Baron M.L., Parnes R. *Diffraction of a pressure wave by a cylindrical shell in an elastic-medium.* Proc. 4 th U.S. Nat. Congr. Appl. Mech., 1-1962-PP. 63-76.
3. Гузь А. Н., Кубенко В.Д., Черевко М.А., *Дифракция упругих волн.* – Киев: Наук.думка. 1978-307с.

УДК 001

© Перегудова Г.П. 2007 г.

ПРИМЕНЕНИЕ МЕЖПРЕДМЕТНЫХ СВЯЗЕЙ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Перегудова Г.П., преподаватель математики Зарафшанского ОТФ НГГИ

Многие студенты горного вуза считают такие предметы, как математика и физика, трудными и, более того, не нужными предметами, которые после окончания вуза в дальнейшей их работе не будут нигде применяться. Привить заинтересовать студентов к этим предметам можно с помощью методики межпредметных связей, когда для решения различных конкретных задач горного производства применяются законы нескольких наук. При этом у

студентов возникает интерес к предмету изучения, его осознанная необходимость и значительно облегчается восприятие и усвоение математики и физики.

Применение законов математики и физики на примерах решения задач горного производства мною уже рассматривалось ранее в [2, 3]. При этом в [3] была выведена формула зависимости контактных напряжений от осевого усилия и параметров шарошечного долота при бурении без учета энергии вращения.

При шарошечном бурении влияние осевого усилия на скорость бурения следует рассматривать в неразрывной связи с конструкцией вооружения шарошечных долот. При этом, зависимость скорости бурения от осевого усилия носит степенной характер [1].

Тем интереснее, в продолжение этой темы, рассмотреть расчет энергии вращения шарошки шарошечного долота в зависимости от ее параметров.

Задача:

Вычислить кинетическую энергию шарошки, вращающейся с угловой скоростью ω вокруг своей оси (рис.), если заданы радиус основания R, высота шарошки H и плотность γ материала из которого она изготовлена.

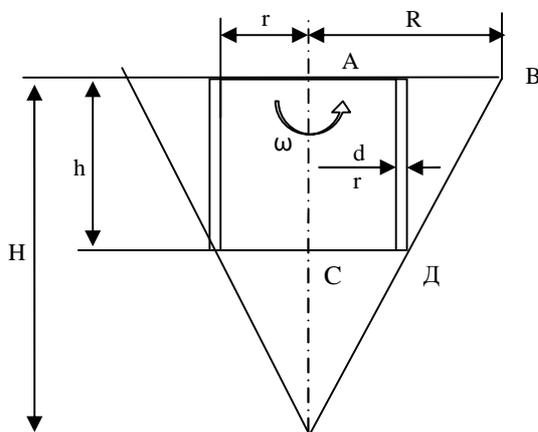


Рис. Схема шарошечного долота

Решение:

Кинетическая энергия тела, вращающегося вокруг некоторой оси с угловой скоростью ω , равна:

$$\frac{1}{2} I \omega^2$$

где I – момент его инерции относительно оси вращения.

За элементарную массу dm примем массу полого цилиндра высотой h с внутренним радиусом r и толщиной стенок dr . Тогда:

$$dm = 2\pi r h \rho dr$$

$$(0 \leq r \leq R)$$

Из подобия треугольников ОСД и ОАВ имеем:

$$\frac{r}{R} = \frac{H-h}{H}, \text{ т.е. } h = H \left(1 - \frac{r}{R}\right)$$

Следовательно, элементарная масса:

$$dm = 2\pi \rho H \left(1 - \frac{r}{R}\right) r dr,$$

а элементарный момент инерции dI равен:

$$dI = dm r^2 = 2\pi \rho H \left(1 - \frac{r}{R}\right) r^3 dr$$

Таким образом, момент инерции всей шарошки:

$$I = \int_0^R dI = \int_0^R 2\pi \rho H \left(1 - \frac{r}{R}\right) r^3 dr = 2\pi \rho H \left(\frac{R^4}{4} - \frac{R^4}{5}\right) = \frac{1}{10} \pi \rho H R^4,$$

а ее кинетическая энергия равна:

$$K = \frac{1}{20} \pi \rho H R^4 \omega^2$$

Таким образом, зависимость энергии вращения шарошки (K) от плотности материала выражается линейной функцией, от угловой скорости (ω) - степенной функцией второго порядка. Зависимость энергии вращения шарошки от радиуса (R) значительна - степенная функция четвертого порядка, т.е. на 2 порядка больше чем от угловой скорости.

Список литературы:

1. Е.А.Толстов, В.Н.Сытенков, С.А. Филлипов. Процессы открытой разработки рудных месторождений в сплошных массах. Ташкент. ФАН. 1999.
2. Г.П. Перегудова. Иллюстрация прикладной роли законов математики и физики на примерах решения задач горного производства. Горный вестник Узбекистана № 4, 2005.
3. Г.П. Перегудова. Решение физической задачи на примере исследования зависимости контактных напряжений от параметров шарошечного долота при бурении. Горный вестник Узбекистана № 3, 2006.

УДК 001

© Ражабов Б. 2007 й.

ТАЪЛИМ СИФАТИ МЕНЕЖМЕНТИНИНГ БОСҚИЧЛАРИ ҲАҚИДА

Ражабов Б., ОЎМТБ ОМТ бош бошқармаси мутахассиси

Янги ижтимоий-иқтисодий шароитларда таълимнинг талаб қилинадиган даражаси ва сифатини, кадрлар тайёрлаш тизимининг амалда фаолият кўрсатиши ва барқарор ривожланишининг таъминловчи моддий-техника ва ахборот базасини яратиш муҳим аҳамиятга.

Кадрлар тайёрлаш миллий дастурида таълим олувчиларнинг юксак тайёргарлик даражаси, малакаси, маданий ва маънавий-ахлоқий савиясининг сифатига нисбатан қўйиладиган зарур талабларни белгилаб берувчи норматив ҳужжатларни яратиш ва жорий этиш асосий вазифалардан бири этиб белгиланган.

Узлуксиз таълим ижодкор, ижтимоий фаол, маънавий бой шахс шаклланиши ва юқори

малакали рақобатбардош кадрлар илдам тайёрланиши учун зарур шарт-шароитлар ярадади.

Кадрлар тайёрлаш миллий дастурида белгиланган вазифаларни амалга ошириш жараёнида узлуксиз таълим тизими такомиллашиб, рақобатбардош кадрлар тайёрлашга замин яратилмоқда. Бугун олий таълим муассасалари (ОТМ)нинг дипломи билан ҳаётга қираётганлар ишни ташкил қилиш, маркетинг, менежмент, бошқарув, психология ва социалогия каби фанларни ҳам ўзлаштирмоқда.

Кейинги пайтларда менежмент, сифат менежменти тушунчалари кенг қўлланилмоқда.

Менежмент (инглизча management) – бошқарув, раҳбарлик каби маъноларни билдиради.

Сифат менежменти – бу сифатга олиб келувчи бошқариш ва раҳбарликнинг координацион фаолияти. Бунга сифатни режалаштириш, сифатни бошқариш, сифатни таъминлаш, сифатни яхшилаш кабилар киради.

Сифат менежментининг эволюцион ривожланиш босқичлари қуйидагилардан иборат.

1-босқич. Маҳсулот сифати - стандартларга мослик сифатида аниқланади.

Бу Тейлор ғоялари билан боғлиқ бўлиб, у Тейлор тизими ҳам дейилади. Бу тизимни амалга ошириш учун янги касб –инспекторлар пайдо бўлган. Дефект ва яроқсиз маҳсулот учун жарима ва ҳатто ходимни ишдан ҳайдаш масаласи қўйилган. Бу тизим учун тайёрланаётган кадрларга ўлчовчи ва назорат қилувчи қурилмалар билан ишлаш ўргатилган. Бундай тизим алоҳида олинган буюм (маҳсулот) учун сифатни бошқариш тизими бўлган.

2-босқич. Маҳсулот сифати - стандартларга мослик ва жараёнлар турғунлиги сифатида аниқланади.

Маҳсулот сифатини бошқаришда статистик методларни қўлланилиши, Шухарт назорат карталари ва статистик назорати жадвалларини қўллаш билан жараёнларни бошқариш тизимига ўтилган. Янги мутахассислик – сифат бўйича муҳандислик пайдо бўлган. У сифат ва дефектларни таҳлил қилиб, назорат карталарини яратган.

Асосий диққат дефект маҳсулот чиқариш сабабларини аниқлаб, уни баратараф этишга қаратилган. Статистик методлар- маҳсулотни истеъмолчига жунатишдан олдин яроқсизларини олиш эмас, техник жараёндаги яроқли маҳсулотлар чиқариш ҳажмини оширишга қаратилган. Бу даврга келиб сифат бўйича аудитор хизмати пайдо бўлган. Таълим олувчиларга статистик таҳлил методлари, бошқарув, жараён ва маҳсулотларни назорат қилиш методлари ўргатилган.

3-босқич. Маҳсулот, жараён, фаолият сифати – бозор талабларига мослик сифатида аниқланади.

Э.Деминг ва Д.Джуран «... одамлар жамоасида шундай ишни ташкил этиш керакки, ҳар бир ходим ўз меҳнатидан қониқиш ҳосил қилсин» деган ғояга асосланган дастур яратишган. Бунда барча даражадаги маҳсулот сифати ва меҳнат сифати менежмент асосларига боғлиқ.

Истеъмолчига яроқсиз маҳсулот юбормаслик концепцияси ва яроқли маҳсулотларни кўпайтириш концепцияси ўрнига “Дефектлар ҳақида”ги концепция пайдо бўлган. Деминг, Джуран ва Исикава ғояларини босқичма-босқич амалга ошириш билан табиий ресурсларга энг камбағал бўлган, урушдан қийинчилик билан чиққан Япония дунёнинг энг бой мамлакатига айланди.

Бу даврда сифатнинг умумбашарий назорати, америкалик олим А.Фейгенбуам томонидан ТҚС концепцияси яратилган. ТҚС концепциясини Японияда қўллаш оммавийлашиб кетган. Бу даврга

келиб, хужжатлаштирилган сифат тизими пайдо бўлган ва унда нафақат сифат хизмати мутахассисларининг, балки сифат соҳаси учун бутун раҳбариятнинг масъуллиги ҳамда ваколати ўрнатилган.

ТҚС концепциясининг қўллаш ва ривожлантириш АҚШ ва Европада ҳам амалга оширила бошлаган. Шундан сўнг Британия стандарти BS 7750 пайдо бўлиб, у асосида сифат тизимини сертификатлаш масаласи қўйилган. Учинчи томондан маҳсулотни сертификациялаш, унинг сифатини ошишига ҳамда маҳсулотга бўлган ишлончли оширган.

4-босқич. Сифат - истеъмолчи ва хизматчиларнинг талаб ва эҳтиёжларини қондириш воситаси сифатида аниқланади.

70 йилнинг охири 80 йил бошларида умумбашарий сифат назоратидан умумбашарий сифат менежменти (TQM)га ўтила бошланган. Бу ISO 9000 (1987 йил) стандартининг пайдо бўлиши билан бошланган. Бу хужжат унинг методологик асосини белгилайди. Агар ТҚС – бу ўрнатилган талабларни бажариш мақсадида сифатни бошқариш ва назорат қилишни талаб қилган бўлса, TQM – бу яна мақсадлар ва талабларни бошқаришни ҳам ўз ичига олади.

TQM таркибига: сифатни таъминлаш, сифатни умумий назорати (сифатни бошқариш), сифат сиёсати, сифатни режалаштириш ва сифатни ошириш элементларини олади.

Сифат тизими: сифатни режалаштириш, бошқариш, таъминлаш ва яхшилашдан иборат.

Сифатни режалаштириш сифатга қўйиладиган мақсад ва талабларни аниқлаш ҳамда сифат тизими элементларига қўллаш фаолияти ҳисобланади. Бу жараён сифатни идентификацияси, классификацияси ва баҳолашни ўз ичига олиб, мақсадларни ўрнатиш ва жараёнлар ҳамда маҳсулотлар сифати учун талабларни нормалаштириш, сифат дастурини тайёрлаш, сифатни яхшилаш қоидаларини ишлаб чиқиш, сифат тизимини амалиётга қўллашга тайёрлаш, шунингдек, уларни қўллаш календар режаларини тузиш киради.

Сифатни бошқариш оператив характерга эга бўлган методлар ва фаолият турларини ўз ичига олиб, сифатга қўйилган талабларни бажарилишини назорат қилишда ишлатилади. Сифатни бошқариш процедуралари таркибига сифатни назорат қилиш, тахрирловчи таъсирлар чораларини ишлаб чиқиш ва қўллаш киради. Бу таркибий қисмларга қўйилган асосий талаб – хизматлар ва маҳсулотларга қўйилган талаблардан ҳар бир четланишни йўқотиш, маҳсулотни кейинчалик ишлатиш бўйича қарорларни аниқлаш, ўз вақтида ишлаб чиқилган ва қўлланилган коррективловчи чоралар натижасида шундай четланиш ёки дефектлар қайта пайдо бўлишига йўл қўймаслик.

Сифатни таъминлаш – сифат тизими доирасидаги барча режалаштирилган ва тизимли амалга оширилаётган фаолият турларини ўз ичига олади. Буларга объект (махсулот, жараён ёки хизмат) истеъмолчи талабини қондиришига етарлича ишонччи тасдиқлаш ва ҳосил қилиш заруриятидан келиб чиқадиган фаолият турлари қиради.

Сифатни яхшилаш – бу самарадорлик ва натижавийликни ошириш мақсадида ташкилотларда амалга оширилаётган тадбирларни ва ташкилот ҳамда истеъмолчи фойдаси учун қилинаётган тадбирларни ўз ичига олади.

Раҳбариятнинг ҳамда ташкилотнинг ижро этувчи персоналларининг доимий мақсади сифатни узлуксиз яхшилашга қаратилган бўлши лозим. Шунда истеъмолчига, ташкилотга ва унинг ходимларига

ҳамда жамиятга фойдали бўлади.

Ҳар бир ходимни малакасини узлуксиз ошириб бориш, ўқитишда муаммоли таълим, ишбилармонлар ўйини, тест, ва компьютерлардан фойдалиниш ходимнинг ижодий қобилиятини ошириши ҳамда юқорида белгиланган тадбирларни амалга оширишига ёрдам беради.

5-босқич. Сифат – жамият, акционерлар, истеъмолчи ва хизматчиларнинг талаб ва эҳтиёжларини қондириш сифатида аниқланади.

Ҳар бир компания ноу-хау базасида ўзи бошқалардан яхшироқ қилаоладиган нарсалар билан шуғулланади. Қолган ишлаб чиқариш учун зарур бўлган бошқа деталларни бошқаларга топширади. Компания бозор талаблари асосида товар ишлаб чиқаради.

Адабиётлар:

1. Ўзбекистон Республикасининг Қонуни «Таълим тўғрисида» / Баркамол авлод-Ўзбекистон тараққиётининг пойдевори. Т. Шарқ: 1998 йил. -63 бет.
2. Каланова Ш.М., Бишимбаев В.К. Тотальный менеджмент качества в высшем образовании. Учебное пособие. –Астана: «Фолиант», 2006, -476 с.
4. Ж.А.Кулекеев и др. Системы менеджмента качества организации высшего профессионального образования. Теория и практика. –Караганда: КарГТУ, 2005.-360 с.

УДК 532.516

© Хакимов А., Чулиев Э.А., Шониев Ф.А. 2007 г.

О МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЯХ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ УСТОЙЧИВОСТИ МНОГОФАЗНЫХ ПОТОКОВ

Хакимов А., доцент кафедры «Высшая математика» НГПИ, канд. физ-мат. наук; Чулиев Э.А., ассистент кафедры «Математика» НГПИ; Шониев Ф.А., ассистент кафедры «Высшая математика» НГПИ

Одной из важных задач механики сплошной среды является задача гидродинамической устойчивости. Проблема устойчивости потоков газа, содержащего взвешенные частицы примеси, актуальна, прежде всего, с точки зрения приложения - такие потоки часто встречаются в задачах аэродинамики, химической технологии, физики горения и т.д.

При исследовании устойчивости двухфазных потоков возникает важный вопрос о математической модели дисперсных сред. В данной работе введены уравнения устойчивости двухфазных плоскопараллельных потоков для гетерогенных сред на основе уравнения состояния. При выводе уравнений устойчивости учтены силы взаимодействия нестационарных эффектов (в качестве силы Стокса, Архимеда и присоединенных масс) [1].

Уравнения получены при следующих упрощающих допущениях:

- считается, что частицы сферические и движение частиц подчиняется закону Стокса;

- объемная концентрация частиц $a \ll 1$ считается малой, так что взаимодействием между отдельными частицами можно пренебречь;

- не учитывается эйнштейновская поправка к вязкости, пропорциональная объемной концентрации частиц [2, 3].

Исходные уравнения, записанные в безразмерной форме, имеют вид:

$$(1-a) \left(\frac{\partial \mathbf{v}}{\partial t} + (\mathbf{v} \cdot \nabla) \mathbf{v} \right) = -(1-a) \nabla p + a \frac{S_1}{t} (\mathbf{r} - \mathbf{r}') + \frac{1}{2} a \frac{\partial}{\partial t} (\mathbf{u} - \mathbf{v}) + a \frac{\partial \mathbf{v}}{\partial t} + \frac{1}{Re} \nabla^2 \mathbf{v} \quad (1)$$

- уравнение движения для чистого газа:

$$\frac{\partial(1-a)}{\partial t} + \nabla(1-a) \mathbf{v} = 0 \quad (2)$$

- уравнение неразрывности для газа:

$$a \left(\frac{\partial \mathbf{u}}{\partial t} + (\mathbf{u} \cdot \nabla) \mathbf{u} \right) = -\frac{a}{S_1} \nabla p + \frac{a}{t} (\mathbf{v} - \mathbf{u}) +$$

$$+\frac{1}{2} \frac{a}{S_1} \frac{\partial}{\partial t} (\mathbf{v} - \mathbf{u}) - \frac{a}{S_1} \frac{\partial \dot{\mathbf{v}}}{\partial t} \quad (3)$$

- уравнение движения для частиц:

$$\frac{\partial \mathbf{a}}{\partial t} + \nabla \mathbf{a} \mathbf{u} = 0 \quad (4)$$

- уравнение неразрывности для частиц:

$$\nabla = \frac{\partial}{\partial x} i + \frac{\partial}{\partial y} j, \quad \nabla^2 = \frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2},$$

$$S_1 = r_2 / r_1, \quad t = S \text{ Re}, \quad \text{Re} = r_1 U_0 L / m,$$

$$S = \frac{2}{9} \left(\frac{a}{L} \right)^2 \frac{r_2}{r_1}.$$

Здесь $\mathbf{v} = (v_1, v_2)$ и $\mathbf{u} = (u_1, u_2)$ - векторы скорости чистого газа и частиц, соответственно, p - давление, S_1 - отношение плотностей, r_1 - плотность чистого газа, r_2 - плотность материала частиц, t - безразмерный параметр - время релаксации частиц, S - параметр, где a - радиус частиц, L - полуширина канала, Re - число Рейнольдса, где U_0 - характерная скорость течения, m - вязкость, i и j - единичные векторы в направлении x и y .

Используя метод малых возмущений и вводя функции тока из уравнений (1)-(4), получаем уравнения устойчивости для двухфазного потока Пуазейля:

$$D^2 y - ik \text{Re} \left(V - I \frac{if}{kt} \right) D y + ik \text{Re} \frac{d^2 V}{dy^2} y + \quad (5)$$

$$\frac{f}{S} D j - ik \frac{f}{2S_1} (D j - D y) + \frac{f}{S_1} ik \text{Re} D y = 0$$

$$D y - i k t \left(V - I \frac{i}{kt} \right) D j + i k t j \frac{d^2 V}{dy^2} - \quad (6)$$

$$-i I \frac{k}{2S_1} (\partial y - \partial j) - \frac{t}{S_1} i k I D y = 0$$

$$D = \frac{\partial^2}{\partial k^2} - k^2, \quad I = I_2 + i I_1 = w / k_i, \quad f = a_0 S_1$$

где k - волновое число, I - неизвестная постоянная, подлежащая определению, I_2 - фазовая скорость волнового возмущения, I_1 - коэффициент нарастания, f - массовая концентрация частиц. Если $I_1 > 0$, то течение неустойчиво, если $I_1 < 0$, - то оно устойчиво. Если же $I_1 = 0$, то колебания нейтрально-устойчивы.

Граничные условия для возмущений в потоке для (5)-(6) имеют вид:

$$y(\pm 1) = \frac{\partial y}{\partial y}(\pm 1) = 0, \quad (7)$$

$$j(\pm 1) = 0. \quad (8)$$

Соотношение (7) - это обычные требования непроницаемости и прилипания для чистого газа, а (8) - условие непроницаемости для твердых частиц.

Список литературы:

1. Нигматулин Р.И. Динамика многофазных сред. Ч. 1-2.-М: Наука, 1987. - 464 с.
2. Нармурадов Ч.Б., Чулиев Э.А., Хужаеров Б.Х. Влияние силы Стокса и Архимеда на устойчивость двухфазного потока Пуазейля // ДАН РУз. - 1998. №2. - с. 27-30.
3. Saffman P.G. On the stability of laminar flow of a dusty gas // J. Fluid Mech.-1962.-Vol. 13, pt. 1. p. 120-128.

УДК 551.453

© Мирасланов М.М., Закиров М.М., Тарасенко Н.В. 2007 г.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ПУСТЫНИ – ФАКТОРЫ, ПРИЧИНЫ И КРИТЕРИИ

Мирасланов М.М., ведущий научный сотрудник ГИДРОИНГЕО, канд. геол.-мин. наук; **Закиров М.М.**, заведующий лабораторией ГИДРОИНГЕО; **Тарасенко Н.В.**, ведущий инженер ГИДРОИНГЕО

Проблема опустынивания, широко освещена в мировой литературе. До 70-х годов характеризуется, в основном, естественное или природное опустынивание, которое связано с климатическими условиями региона. В последнее время в большей части опубликованных работ встречаются понятия «техногенное опустынивание», «биологическое»,

«новое» и т.д., появился термин «промышленные пустыни» (табл.).

Для обоснования критериев формирования промышленных пустынь следует внести ясность в терминологию и определить главные причины, факторы и источники. В целом, вопрос терминологии является сложным и дискуссионным. Поэтому мы не пре-

тендуем на новые определения и понятия, а будем использовать известные термины ближе к нашим исследованиям и, обобщая их, давать логическое объяснение термина «промышленные пустыни».

Следует отметить, что сама этимология слова «опустынивание» подсказывает, что это процесс превращения земель в пустыню, в пустынную территорию, который сопровождается уничтожением или разрушением естественного ландшафта. Следовательно, содержание и понятие «промышленные пустыни» должны базироваться на определениях, которые используются для пустынных зон. Термин «опустынивание» используется с 50-х гг. французскими учеными А. и М. Уору и характеризуется ими как «уменьшение или разрушение биологического потенциала, могущее привести к возникновению условий, подобных пустыне». Это масштабная деградация экосистем, снижающая и разрушающая их потенциал - растительные и животные ресурсы, необходимые для сохранения и повышения продуктивности и обеспечения питания населения и нужд развития.

Краткая сводка анализа различных мнений по определению термина «опустынивание» содержится в работах И.С. Зонна, и др. (1981 г., 1984 г.), Г.Ф. Радченко (1983 г.), М.Х. Глянца и др. (1984 г.). Наиболее полным нам представляется определение, предложенное Н.Г. Хариним и М.П. Петровым, (1978 г.), согласно которому под опустыниванием понимается «совокупность физико-географических и антропогенных процессов, приводящих к разрушению экосистемы аридных и семиаридных областей и деградации всех форм органической жизни, что в свою очередь, ведет к снижению природно-экономического потенциала этих территорий».

Содержание термина «опустынивание» в решениях конференции ООН «по проблемам опустынивания», состоявшейся в 1977 г. в Найроби, трактуется как распространение или интенсификация пустынных условий в результате уменьшения или уничтожения биологического потенциала Земли в результате деградации экосистем, водной и ветровой эрозии под влиянием хозяйственной деятельности населения». Комментируя данное понятие, Б.Г. Розанов и И.С. Зонн считают, что принятые определения не являются оперативными и не позволяют дать точные и конкретные параметры для количественной оценки, мониторинга и контроля самого процесса.

По их мнению, опустынивание – это процесс необратимого изменения почвенного и растительного покрова засушливой территории в сторону аридизации и уменьшения биологической продуктивности, которые в экстремальных случаях могут привести к полному разрушению биосферного потенциала и превращению территории в пустыню [1, 2].

В трудах В.А. Ковды [3] четко показано, что современное опустынивание, глобально распростра-

ненное в районах, прилегающих к климатическим пустыням, носит прогрессирующий характер и является закономерным следствием нерациональной эксплуатации природных экосистем засушливых и полусушливых территорий на фоне более общего процесса прогрессирующей аридизации суши земного шара. Именно аридизация суши служит природной предпосылкой опустынивания. Непосредственной же причиной и действующей силой опустынивания там, где оно проявляется, служит деятельность человека.

Розановым Б.Г. (1981 г.) введен термин «риск опустынивания», под которым понимается «степень потенциальной возможности развития процесса опустынивания при превышении допустимых пределов изменений экологического равновесия территорий в процессе их хозяйственного использования человеком (естественные процессы опустынивания из понятия риска исключаются)». В зависимости от вида хозяйственного использования та или иная территория может иметь разную степень риска опустынивания. В одной и той же природной зоне риск опустынивания будет резко различаться в зависимости от того, какие почвы используются: пески, супеси, суглинки, глины. Учет той или иной степени риска опустынивания имеет значение для разработки профилактических мер и создания таких приемов воздействия на экологические условия, которые позволили бы снизить существующий риск до минимума.

В 1997 г. в Ташкенте состоялось Международное совещание, посвященное изучению, сохранению и рациональному использованию ресурсов пустынь Центральной Азии. Затем здесь же состоялась Межрегиональная конференция по выполнению конвенции ООН по борьбе с опустыниванием, принявшая соответствующую декларацию. На совещании нашими учеными была предложена концепция «новых» и «старых» пустынь, их связи и взаимодействия, интегрального влияния на окружающую среду. Согласно этой концепции, в нашу эпоху вблизи зон расположения давно сформировавшихся «старых» пустынь под влиянием различных факторов могут возникать «новые». Основной причиной их образования являются антропогенные факторы, поскольку этому явлению, как правило, сопутствуют негативные последствия хозяйственной деятельности человека. В отличие от «старых» пустынь «новые» характеризуются высокой нестабильностью условий, так как их экосистема постоянно меняется. Они крайне бедны флорой и фауной, поскольку живые организмы не успевают приспособиться к быстро изменяющимся условиям обитания.

Само по себе возникновение «новых» пустынь является негативным явлением, но особая опасность заключена в их агрессивности, которую они проявляют по отношению к «старым». Такое насту-

пление «новых» пустынь вызывает нарушение экологического равновесия в «старых» пустынях. Таким образом, понятие «новые» пустыни тождественно «промышленным пустыням». Однако, этимология термина «промышленная пустыня» подсказывает, что не все «новые» можно назвать «промышленными пустынями», в частности, опустынивание, связанное с неправильным методом орошения или чрезмерным выпасом скота, вырубкой деревьев и т.д. Мы считаем, что к «промышленным

пустыням» можно отнести ту часть «новых», которая сформировалась в результате отрицательного влияния горно-промышленных (ГПК) и территориально-промышленных комплексов (ТПК).

Понятие термина «промышленная пустыня» в литературе не имеет конкретной трактовки. В кратком словаре-справочнике по инженерной экологии [4] под «промышленной пустыней» понимаются земельные участки с деградационным или полностью разрушенным биогеоценозом из-за воздейст-

Таблица

Источники, виды, степень деградированно-нарушенных земель и основные негативные компоненты (критерии) промышленных пустынь

Источник формирования	Вид	Степень деградированно-разрушенных земель	Основные негативные компоненты (критерии) промышленных пустынь
1	2	3	4
Открытые и подземные горные работы	Площади карьерных полей, котлованов, отвалов, подземных полостей и под различными вспомогательными сооружениями	Сильнодеградированно-разрушенные	Глубина горных выработок >100м, повсеместное осыпание пород, единичные обрушения и оползни, высота отвалов >40м, загрязнение (Pb, As, Mo, Zn, Cu, Cd, Cr) – подземных вод >5 ПДК, почв >10 ПДК, площадь нарушенных земель 50 га
		Среднедеградированно-разрушенные	Глубина горных выработок 50 -100м, высота отвалов 20-40м, загрязнение (Pb, As, Mo, Zn, Cu, Cd, Cr) подземных вод 3-5 ПДК, почв 10 ПДК, площадь нарушенных земель 25-60 га
		Слабдеградированно-разрушенные	Глубина горных выработок 50м, высота отвалов 20м, загрязнение (Pb, As, Mo, Zn, Cu, Cd, Cr) подземных вод 1-3 ПДК, почв- 1-5 ПДК, площадь всех вспомогательных сооружений <25 га
Обогащение полезных ископаемых	Площади под отходами из обогащенных и утилизированных руд и отвалов (отходов) безрудных пород и занятые обогатительной фабрикой и механизмами	Слабдеградированно-разрушенные	Загрязнение (As, Ni, Zn, Cu, Mo, Cr, Mn, Pb, Al) почвогрунтов – 1-5 ПДК и более, поверхностных вод - 1-3 ПДК
Переработка минерального сырья	Зона подготовительного размещения (руды, механизмов и оборудования) промплощадок, повторного обогащения и извлечения полезных компонентов (фабрики и заводы), территории размещения	Сильнодеградированно-разрушенные	Загрязнение почвогрунтов (As, Zn, Cu, Mo, Ni, Al, Fe, Cr, Mn, Co) >10 ПДК - подземных вод >10 ПДК, подъем УПВ >1м, минерализация >10 г/л, ухудшение физических и механических свойств пород до 20%. Содержание радонидов, цианидов >10 ПДК
	Твердых (терриконы), пастообразных (бункеры), жидких (хвостохранилища) вредных отходов, для складирования и захоронения	Среднедеградированно-разрушенные	Загрязнение (As, Zn, Cu, Mo, Ni, Al, Fe, Cr, Mn, Co), почвогрунтов 5-10 ПДК, подземных и поверхностных вод 3-5 ПДК, подъем уровня подземных вод – 0,5-1,0м, минерализация 5-10 г/л, ухудшение физических и механических свойств до 10-12%. Содержание цианидов, радонидов 5-10 ПДК
		Слабдеградированно-разрушенные	Загрязнение (As, Zn, Cu, Mo, Ni, Al, Fe, Cr, Mn, Co), почвогрунтов 5 ПДК, подземных вод 1-3 ПДК, ухудшение физических и механических свойств пород до 5-8%. Содержание цианидов, радонидов до 5 ПДК
Добыча полезных ископаемых специальным способом (подземное выщелачивание и др.)	Промплощадки для размещения добычных (откачных, закачных) скважин, трубопроводы, дозирующие системы и др.) и перерабатывающих (площадки продуктивных и хвостовых растворов, реагентов, насосы, компрессоры и др.) комплексов	Сильнодеградированно-разрушенные	Загрязнение почвогрунтов (Zn, As, Al, Mo, Fe, Se, N) >5 ПДК, подземных вод >5 ПДК, pH - 7-8
		Среднедеградированно-разрушенные	Загрязнение (Pb, As, Mo, Zn, Cu, Cd, Cr,) почвогрунтов 3-5 ПДК, подземных вод 3-5 ПДК, pH - 6-7
Города, разнообразные виды промышленных и транспортных комплексов	Территории заводов, быткомбинаты, теплоцентрали, канализация и городские свалки	Среднедеградированно-разрушенные	Загрязнение почвогрунтов тяжелыми металлами (Pb, Zn, Ni, Cu) < 5 ПДК, подземных и поверхностных вод 3-5 ПДК, подъем ПДК 0,5-1м, минерализация более 5 г/л, содержание нефтепродуктов 5-10 мг/л и более
		Слабдеградированно-разрушенные	Загрязнение почвогрунтов тяжелыми элементами (Pb, Zn, Ni, Cu) < 5 ПДК, подземных и поверхностных вод <3 ПДК, подъем ПДК <0,5м, минерализация до 5 г/л, содержание нефтепродуктов 1-5 мг/л

вия на них отравляющих промышленных отходов, отбросов, газов или промышленных загрязнителей (механических, физических и др.).

Главные трудности возникают в формировании понятия из-за смешения экономических, экологических и эстетических критериев оценки территории «промышленных пустынь». Например, под влиянием горно-промышленных комплексов она может выглядеть изуродованной или поврежденной и, будучи экономически «бросовой», крайне бедной флорой и фауной.

Не раскрывая сущность экономических, эстетических и экологических сторон вопроса и взяв за основу характеристики вышеприведенных терминов, мы предварительно формулируем следующее понятие «промышленная пустыня» - земли, утратившие свою хозяйственную ценность, неподдающиеся рентабельному использованию без предварительного восстановления и являющиеся источником отрицательного воздействия на окружающую среду, в связи с нарушением почвенного покрова, гидрогеологических условий, рельефа и др. в результате деятельности промышленных комплексов.

Центрально-Кызылкумский промышленный район - один из промышленно развитых и уступает по экономическим показателям только Ташкентскому и Ферганскому. На его площади расположено пять современных городов с населением 200 тыс. человек и сформировавшейся инфраструктурой.

К настоящему времени на территории Центральных Кызылкумов образовались три мощные промышленно-экономические зоны - Учкудукская, Зарафшанская и Навоийская. Активное освоение пустыни имеет и негативную сторону - нарушение геологической среды, ухудшение экологической обстановки. Как правило, на территории и вокруг таких промзон наблюдаются нарушение земель, загрязнение воздуха, почв, воды и т.д.

Промышленные зоны эксплуатирующихся месторождений (Мурунтау, Учкудук, Даугызтау и др.), пути транспортировки руды, места ее переработки становятся источниками или причинами формирования промышленных пустынь.

По мнению авторов, в Центральных Кызылкумах главная причина формирования промышленных пустынь - это освоение месторождений полезных ископаемых (разведка, строительство, эксплуатация и с ними связанные вспомогательные сооружения, работа оборудования, механизмов и т.д.), на базе которых созданы промышленные комплексы (переработка руд, жилищно-бытовое строительство и др.) и города со всеми коммуникациями и транспортом.

Эти причины входят в пять источников формирования групп: 1) открытые и подземные горные выработки, включая комплекс сооружений (складских, хозяйственных, бытовых), механизмов (авто-

мобильно-тракторный парк) и оборудования (горно-буровое, подъемно-спускаемое, лабораторное и др.); 2) обогащение полезных ископаемых (обогажительный пункт или фабрика со всем оборудованием); 3) переработка минерального сырья (механизмы для подготовки руды к извлечению полезных компонентов, заводы, хвостохранилища, складские и жилищно-бытовые помещения и др.); 4) добыча полезных ископаемых специальным способом (подземное и кучное выщелачивание, подземное растворение соли и т.д.); 5) города и разнообразные виды промышленной и транспортной деятельности.

Каждая группа источников в зависимости от сферы действия образует различные формы, характер и размер промышленных пустынь. Их интенсивность и масштабность зависят от различных факторов. Первая группа источников (открытые и подземные горные работы) формирует глубокие карьеры, котлованы, подземные полости, отвалы, а также деградировано-разрушенные площади под различными сооружениями, механизмами и оборудованием. Вторая группа источников (обогащение полезных ископаемых) формирует отвалы из обогащенных и утилизированных руд и отходов безрудных пород, а также площадь, занятую обогажительной фабрикой и механизмами. Третья группа (переработка минерального сырья) - формирует взаимосвязанные зоны промышленных пустынь: для подготовки руды, где находятся руда, механизмы и оборудование; повторного обогащения и извлечения полезных компонентов (фабрики и заводы); размещения твердых (терриконы), пастообразных (бункеры), жидких (хвостохранилища) отходов; складирования или захоронения вредных заводских, транспортно-бытовых отходов и др.

Четвертая группа источников - добыча полезных ископаемых специальным способом (подземное выщелачивание сернокислотным или бикарбонатным методом).

На участках сооружаются добычные (откачные, закачные скважины, трубопроводы, емкость для приготовления растворов, кислотопроводы и дозирующие системы и др.) и перерабатывающие (технологические карты или площади для продуктивных и хвостовых растворов, складских помещений для хранения реагентов и технических средств, трубопроводы для промышленных растворов, воды и воздуха, насосы и насосные установки, компрессоры) комплексы, а также вспомогательные сооружения, оборудование и помещения.

Пятая группа источников - города, где функционируют заводы, бытовые комбинаты, теплоцентры и теплопроводы, канализация и городские свалки, железные и автомобильные дороги, транспорт, различные здания и сооружения и т.д. Все источники отрицательно влияют на экосистемы -

загрязняются почвогрунты, атмосфера, подземные воды и др.

Интенсивность, характер и масштабность формирования промышленных пустынь зависит от различных факторов: природного, антропогенного и временного.

Природный фактор способствует, усиливает или замедляет образование промышленных пустынь (особенность климата, геолого-тектоническое строение, рельеф местности, подземные воды). Климатический фактор, в основном, играет усиливающую роль: сильные ветры ускоряют процесс выветривания и уносят загрязнители на большие расстояния, а подвижные пески (барханы), скапливаясь на нарушенных землях, создают дополнительную нагрузку (осложнение).

С другой стороны, из нарушенных зон (карьеры, отвалы, дробильные площадки, терриконы, городские свалки и др.) выносятся в атмосферу в виде пыли вредные вещества, загрязняя воздушный бассейн района и почвогрунты.

Геолого-тектоническое строение массива способствует расширению площади промышленных пустынь во взаимосвязи с другими физико-геологическими процессами (водно-ветровая эрозия, эоловый, галогенный и др.). В зонах обводненности разломов вредные вещества распространяются на большие расстояния. Большая часть территории Центральных Кызылкумов покрыта песчанистыми эоловыми отложениями.

С ними связано формирование бугристых барханных гряд, котловинных, ячеистых и других форм рельефа, которые отрицательно проявляются при строительстве и эксплуатации промышленных объектов или способствуют расширению территории промышленных пустынь. Отрицательными природными факторами являются малое количество осадков, высокая испаряемость, редкий растительный покров и ветровой режим.

Антропогенные факторы – как и природные, действуют, способствуя усилению или замедлению и определяют масштабность промышленных пустынь. Они взаимосвязаны с причиной (источником) их формирования. Антропогенными факторами являются: механизация, мощность промпредприятий и уровень технологических схем открытых, подземных и специальных разработок полезных ископаемых; системы размещения безрудных пород и некондиционных руд (отвалы), а также промышленных отходов (терриконы, хвостохранилища, свалки и др.); системы подготовки, обогащения и технологии извлечения полезных компонентов; свойства горных пород и геомеханика; подземные воды и система осушения и др.

Временной фактор определяет динамику и характер развития промышленных пустынь. Например, глубина Мурунтауского карьера в течение 20 лет

увеличилась в два раза, а карьерное поле в 1,8 раз. Высота отвала (основной), так же выросла в 2 раза, занимаемая площадь расширилась в 2,2 раза. На хвостохранилище высота пульпы поднялась в 1,5-3 раза, площадь расширилась в 1,2-1,3 раза. Аналогичное изменение отмечается в скоплении твердых промышленных отходов и свалок.

Уровень подземных вод в зонах влияния карьера изменился незначительно (2-5 м), так как под ним проходят шахтные горизонты (эксплуатационные) Шахты Мурунтау, которые дренируют воду. В связи с расширением карьера и параллельно с ним шахтных горизонтов радиус депрессии намного увеличился. По состоянию на 1977 г. он составлял примерно 650-800 м, в настоящее время более 2000 м. В целом, площадь деградированных земель под влиянием промышленных комплексов увеличилась почти в 2 раза.

Факторы и причины деградационных процессов - основа установления (обоснования) критериев формирования промышленных пустынь. Критерий – это признак, на основании которого производятся оценка, определение или классификация чего-либо, мера суждения.

Из этого понятия видно, что критерий - это главный элемент любых процессов и явлений, по нему оценивается и достигается поставленная цель. Например, почвоведы, биологи для оценки деградации почв в качестве основного критерия используют уплотнение почвы и образование корок или другие показатели (как механический состав пахотных, подпахотных горизонтов).

Инженеры-геологи для оценки оползневой, селевой и другой опасности территории используют коэффициент пораженности (отношение площади всех оползней к общей площади их возможного развития). Высокая степень их опасности характеризует сильно пораженные площади (коэффициент более 0,2), средняя – среднепораженные (0,1-0,2), низкая – слабопораженные (<0,1).

Градация лавинной опасности основана на учете повторяемости и количестве лавинных очагов на 1 пог. км дна долины: высокая предполагает сход лавин, повторяющихся ежегодно, иногда неоднократно в течение зимнего периода, более 5 лавинных очагов на 1 пог. км., средняя – до 10 раз в 10 лет 1-5 лавинных очагов на 1 пог. км., низкая –реже одного раза в 10 лет, менее одного лавинного очага на 1 пог. км. При градации опасности загрязнения природной среды использован показатель предельно допустимой концентрации (ПДК), характеризующий содержание вредных веществ в почвах, грунтовых водах, воздухе, относительно допустимую концентрацию, безвредную для здоровья людей.

Высокая степень загрязнения предполагает превышение ПДК более 10 раз, средняя – 3-10 ПДК,

низкая - 1-3 ПДК.

Критериями опасности подтопления территории приняты глубина залегания УГВ первого от поверхности земли водоносного горизонта и характер развития процессов в почвогрунтах, вызванных подъемом УГВ на подтопляемых землях.

Таким образом, критерии формирования промышленных пустынь, согласно термину «промышленная пустыня» и выявленным причинам и факторам, можно сформулировать следующим образом:

- деградированные или полностью разрушенные земли, которые формируются под влиянием промышленной деятельности предприятий;

- земли, которые будут являться источником отрицательного воздействия на окружающую среду;

- земли, которые без применения восстановительных мероприятий естественным путем не восстанавливаются. В зависимости от степени деградированной разрушенности и возможности восстановления территории промышленных пустынь выделяются по следующим градациям: сильнодеградированно-разрушенные, среднедеградированно-разрушенные, слабодеградированно-разрушенные.

Эти градации распространяются по видам промышленных пустынь, согласно источникам их формирования (табл.).

Список литературы:

1. Зонн И.С. и др. Опыт борьбы с опустыниванием. Москва. Наука. 1981г. с.116
2. Зонн И.С. и др. Опустынивание, стратегия борьбы. Ашхабад. Илим. 1984г. с.120
3. Ковда В.А. Проблемы борьбы с опустыниванием и засолением почвы. Москва. Колос. 1984г. с.304
4. Сайдаминов С.С. Краткий словарь-справочник по инженерной экологии. Ташкент. Укитувчи. 1993г. с.133

УДК 575

© Қаршиев Р.М., Раупов Х.Р., Бердиев Н. 2007 й.

БУХОРО АМИРЛИГИДА ОЛТИН ҚАЗИБ ОЛИШ ТАРИХИДАН

Қаршиев Р.М., НДКИ проректор, «Ижтимоий фанлар» кафедраси доценти, тарих фанлари номзоди; **Раупов Х.Р.**, НДКИ «Ижтимоий фанлар» кафедраси мудири, тарих фанлари номзоди; **Бердиев Н.**, НДКИ «Ижтимоий фанлар» кафедраси катта ўқитувчиси

Маълумки, XIX асрнинг иккинчи ярмига келиб Туркистон худудидаги Қўқон, Хива хонликлари ва Бухоро амирлиги чор Россиясининг вассалига айланди. Ушбу ўлкадаги беҳисоб табиий бойликлар қаторида, уларни олтин ҳам жуда қизиқтирарди. Ҳатто Петр I замонида, XVIII аср бошларида юртимизга олтин васвасида экспедициялар жўнатилган эди. Чор Россияси мустақилликка айланган Бухоро амирлиги ўз мустақиллигидан маҳрум этилди. Рус империалистлари амирлик худудларида етиштирилладиган пахта, қоракўл тери, жун каби маҳсулотлар билан бир қаторда ер ости қазилма бойликларига ҳам қизика бошладилар. Рус савдогарлари 1968 йилда Бухоро амири Музаффархон билан тузилган шартномага кўра, амирлик худудида савдо- сотиқ қилишдек муҳим ҳуқуққа эга бўлдилар. Шу билан бирга улар ўзлари учун жуда муҳим бўлган бошқа имтиёзларни ҳам қўлга киритдилар. Масалан, 1873 йил 10 октябрда чор Россияси ҳукумати ва Бухоро амирлиги ўртасида тузилган Шаар шартномасининг 11 моддасида: “Рус фуқароларига, Бухоро амирлиги худудларида бухоролик фуқароларга тенг равишда шариат руҳат этадиган саноат ва хунармандчилик ишлари билан шуғулланиш ҳуқуқи берилди..” деган муҳим банд киритилган эди. Бу эса Россия протекторати остида бўлган амирлик худудларида

унинг қазилма бойликларини ўрганиш, тадқиқ қилиш ва фойдаланиш учун рус саноатчилари, олимлари томонидан XIX аср иккинчи ярмида ҳамда XX аср бошларида бир неча бор геологик – кидирув ишларини олиб боришга йўл очди. Ана шундай экспедициялардан бири, 1894-1900 йилларда Бухоро амирлигининг Дарвоз ва Кўлоб бекликларидаги Панж, Оби- Сафед дарёлари хавзалари ва бошқа географик нукталарида ўтказилди. Бу геологик – кидирув экспедицияларидан кўзда тутилган асосий мақсад Шарқий Бухородаги олтинга бой конларни аниқлаш ва ушбу жойларда саноат усулида олтин ишлаб чиқаришни йўлга қўйиб, рус капиталистларининг ҳамда империянинг ўсиб келаётган эҳтиёжларини қондиришдан иборат эди.

Ўзбекистон Республикаси Марказий давлат архивида И-41 жамғармасида сақланаётган Туркистон кончилик округининг № 16 ҳужжатлар тўплами “Бухоро амирлигининг минерал бойликлари” деб номланган. Бу ҳужжатлар тўплами 1895-1900 йилларга оид бўлиб, уларнинг ўрганилиши, бизга ушбу худудларда кончилик ишларининг, аниқроғи олтин конларининг дастлабки геологик тадқиқ қилиниши ҳамда ўзлаштирилишининг бошланиши ҳақидаги маълумотларни беради.

Ўлкамиз ер ости ва ер усти бойликларининг рус геологлари томонидан ўрганилиши Россия империяси манфаатларидан келиб чиққан ҳолда олиб борилганлиги, биринчи навбатда, маҳаллий аҳолининг, шу жумладан Бухоро хукуматининг манфаатлари кейинги ўринларга суриб қўйилганлигини ушбу ҳужжатлар мазмунидан билиб олиш мумкин. Геологик-кидирув ўрганиш ишларида рус саноатчилари ҳамда олимлари учун учун бирор бир муаммо чиқиб колгудек бўлса, Янги Бухоро (Когон)да турган Рус Сиёсий агентлиги ходимлари аралашиб, Бухоро амири ва унинг амалдорларига таъсир ўтказиб, ўз саноатчиларининг ҳуқуқларини ҳимоя қилганлиги фикримизнинг далилидир.

1894 йилдан геолог Жоравко- Покорский бошчилигида Шарқий Бухоро ҳудудларида геологик- кидирув ишлари олиб борилиб, Дарвоз беклиги ҳудудидаги Оби-Сафед дарёси ҳавзасида олтин конлари аниқланиб, у жойларга устунлар ўрнатилди ва бир нечта олтинга бой конларни топганликлари ҳақида ўз хомийларига маълум қиладилар. Туркистон ўлкаси бошлиғи 1895 йилда ушбу экспедициянинг натижаларини текшириш, Дарвоз беклигидаги олтин конларининг истиқболлигини ва маҳаллий аҳолининг русларга бўлган муносабатини ҳамда бошқа масалаларни ўрганиш мақсадида Туркистон кончилик округи раҳбари, кон инженери А.П. Михайловга алоҳида топшириқ бериб, ушбу ҳудудга юборилди. Туркистон округи кон инженери А.П. Михайлов ўз олдига қўйилган масалаларни муваффақиятли ҳал қилганлигини унинг ўлка бошлиғига ёзган хисоботидан билиб олиш мумкин.

Унинг маълум қилишича, Шарқий Бухорода истиқомат қилувчи маҳаллий аҳолининг кун кечириши ниҳоятда оғир, уларнинг олтин қазиб олиш усуллари ҳам ибтидоий бўлиб, улар фақат юзага чиқиб қоладиган конгломератларни йиғганлар.

Оби- Сафед дарёси бўйидаги Талбар, Шугнав қишлоқлари аҳолиси олтин қазиб олганликлари учун ҳар хонадон йилига бир тилладан, жами 700 тилла, шундан 400 тилла шугнавликлар, 300 тилла талбарликлар Бухоро хазинасига тўлашган. Кўлоб беклигидаги Мазор, Килимба, Роҳнав қишлоқлари аҳолиси эса олтин қазиб олганликлари учун тўлов беришмайди фақат хирож ва закот тўлаган.

“Бухоро ерларида олтин қазиб олиш аҳволи Чингизхон замонларидан буён ўзгармай қолган, маҳаллий аҳоли бу ишга ҳар қанча ҳаракат қилиб меҳнат сарф этсалар ҳам улар ҳаётини эҳтиёжларини зўрға қондиришади. Олтин қазиб чиқаришни саноат усулида йўлга қўйиш аҳолининг иқтисодий даражасини кўтаради”- деган маълумот берган А.П. Михайлов бу соҳани ривожлантиришга оид ўз фикрларини билдиради. Унинг фикрича, Шарқий Бухорода олтин саноатини бунёд этиш учун маҳаллий амалдорлардан у ёки бунисини алмаштириш билан иш битмайди, олтин қазиб

олишни илмий, рационал асосда йўлга қўйиш керак, ана шунда бу соҳа даромад манбаига айланади, шу билан бирга А. П. Михайлов ушбу режани амалга оширишда агар бу ерда олтин қазиб олиш саноат усулида йўлга қўйилса маҳаллий аҳолининг фаровонлиги учун хизмат қилади деган фикрни билдиради. Аслида бу мантикка ҳеч тўғри келмайди, чунки мустамлакачилар ҳеч қачон маҳаллий халқнинг фаровонлигини оширишга ҳаракат қилмаган.

Маҳаллий аҳолининг мавжуд олтин конларини ўзлаштиришга уларнинг кучи ҳам, билими ҳам етмаслиги, у томонидан кўрсатиб ўтилган. Россия ушбу ҳудудларда олтин қазиб олишни тезлаштириш учун биринчи навбатда конларни кенг миқёсда ўрганишни, геологик кидирувларга катта маблағлар ажратилишини ва шундан сўнг ушбу конларда шурфлар, шахталар, рудниклар қазиб уларга насослар ўрнатиш ва қайта ишлаш учун зарур асбоб- ускуналарни ўрнатиш, дарё бўйлаб тўғон қуриш ва олтин олишнинг завод усулини қўллаш мумкинлиги алоҳида таъкидлаб ўтилган.

А. П. Михайлов, агар Бухоро амири кончилик ишлари ва олтин саноати нисбатан ривожланган чор Россияси фуқароларига ўз ҳудудларида олтин қазиб олишга рухсат берса ва улар олтин ишлаб чиқаришни замонавий асосда йўлга қўйишса, аҳолининг фаровонлиги янада ошади деган таклифини беради.

Ўша вақтда маҳаллий аҳоли ўртасида русларнинг олтин қазиб олишни йўлга қўйишига муносабати олиб борилган сўровлар натижасига кўра- деб ёзади муаллиф, олтин ювиш билан шуғулланувчиларнинг кўпчилиги, Шугнав ва Талбар қишлоқлари аҳолисидан ташқари русларнинг ишлашига ёки туб аҳоли билан биргаликда ишлашига қарши эмаслар. Шугнав ва Талбар қишлоқлари аҳолиси русларнинг бу ҳудудларда олтин қазиб олишларига қарши бўлиб, А. П. Михайловнинг ёзишича, уларни Сарипул қишлоғидан бўлган Сафар мирохур рози бўлмастикка даъват этган. Унинг ўзи ҳам олтин қазиб олиш ва уни сотиб олиш билан шуғулланган. Сафар мирохур рус муҳандисларига ҳатто синов учун қазилмалар олиб боришга ва ювишга рухсат бермаганини таъкидлаб ўтган ва бу ҳақда Чоржўйда бўлган Бухоро амирига шикоят қилганлиги хисоботга киритилган.

“Агар Бухоро амири ўз ҳудудларида рус фуқароларига олтин қазиб олишларига рухсат бергудек булса, ўз ишининг ҳақиқий мутахассиси бўлган ва кўпроқ натижаларга эришиши мумкин бўлган инсон Жоравко- Покорскийдир - деб кўрсатади - А. П. Михайлов.

Туркистон кончилик округи раҳбари олтин саноатини бунёд этишнинг барча имконият ва муаммоларини ўрганиб, 40 банддан иборат “ Бухоро хонлигида олтин ишлаб чиқариш саноати ҳақида” қарор лойиҳасини тайёрлаб Туркистон ўлкаси бошлиғига тақдим этган. Қарор лойиҳасида

олтин саноатчилари ва Бухоро ҳукуматининг бу соҳадаги ҳуқуқлари ва мажбуриятлари белгилаб берилган. Ушбу лойиҳанинг 31- бандида ёзилишича “Саноатчилар томонидан казиб олинадиган олтин тўлалигича Бухоро ҳукуматига топширилади, улар эса топширилган ҳар бир мисқол олтин учун Санкт-Петербург биржасининг ўша кунги курси бўйича кредит билетлари билан ҳақ тўлашлари лозим”- деб белгиланган эди.

Шу билан бирга, Бухоро амири ўз амалдорларини олтин казиб олиш жараёнини назорат қилишга, тайёр маҳсулотни ўлчаш пайтида текшириш учун масъулларни тайинлаш ҳуқуқига эга бўлган. Бундан ташқари казиб олинадиган ҳар пуд олтинининг беш фоизи Бухоро ҳукумати фойдасига берилиши, саноатчи, ишбилармонлар томонидан олиб борилаётган кон кидирув ишлари ва олтин казиб олиш учун Бухоро ерларидан фойдаланганлик учун Бухоро амирлиги ҳисобига солиқ ва бошқа тўловлар тўлаш кўрсатилган.

Туркистон кон округи раҳбари Шарқий Бухоро ерларида рус саноатчилари ва фуқароларидан ташқари чет эл фуқаролари ҳамда жамиятларининг кончилик билан, олтин казиб олиш билан шуғулланишлари таъқиқлаб қўйишни, ҳатто маҳаллий олтин казиб олувчиларга ҳам ҳам бу фаолият билан шуғулланишни таъқиқлаш русларга фойдани кўпайтиради- деган таклифларни беради. Туркистон генерал губернатори бу лойиҳани ўрганиб чиқиб, уни тасдиқлайди, бу билан Бухоро амирлигининг шарқий ҳудудларида Россия фуқаролари томонидан олиб борилаётган кончилик-кидирув ишлари қонунлаштирилган.

1900 йилда кон инженери Жоравко- Покорский Оби- Сафед дарё бўйларидаги олтин конларини ўзлаштирувчи корхона ташкил этиш мақсадида Россия Давлат банкнинг Бухоро филиалига 20000 рубль миқдорида саноат кредити ажратишни сўраб, мурожаат қилган. Банк бошқарувчиси Туркистон кончилик округи раҳбари, кон инженери А. П. Михайловдан Оби- Сафед дарёси хавзаларидаги олтин конларининг истиқболи ҳақида ўз фикрларини сўрайди.

Унинг хулосаси асосида Жоравко-Покорскийнинг замонавий олтин саноатини вужудга келтириши учун олиб бораётган ишларини ривожлантириш мақсадида унга саноат кредити ажратилади. 1901 йилда Жоравко- Покорскийнинг олтин ишлаб чиқаришга ихтисослашган “Помир олтин саноатчилари жамияти» ташкил этилди. Аср бошларида рус саноатчиларининг “Помир олтин саноатчилари жамияти” олтин казиб олишни саноат усулида йўлга қўйишга ҳаракат қилгани, Дарвоз ва Кўлоб бекликларида 15 дан ошқ истикболли конларни шу жумладан олтинга бой кварцли конларни кашф этишгани, ҳар юз пуд рудада 4

мисқолдан 34 мисқолгача олтин мавжудлиги аниқлангани Туркистон кончилик округининг Марказий давлат архивида сақланаётган ҳужжатларида акс этган. Аммо, “Помир олтин саноатчилари жамияти”нинг олтин саноатини замонавий асосда ташкил этиш ишларида анча кийинчилик ва муаммолар пайдо бўлиб, кўзга кўринарли натижаларни қўлга кирита олмаган.

Унга сабаб ушбу ҳудудда жамиятга дастлабки ажратилган кредит миқдори кўзда тутилган ишларни тез йўлга қўйишга имконият бермаган. 1915 йилда Туркистон кон округи кон инженери С. Леонов Туркистон генерал- губернатори номига тайёрлаган “Россиянинг Туркистондаги мулкларида олтин харид қилиш тўғрисида” ҳисоботида бу соҳадаги фаолиятни ривожлантиришнинг асосий муаммоларига тўхталиб ўтган. Туркистонда, жумладан, Бухоро амирлигида йилига юз пудлаб олтин казиб олиб олиниши, унинг асосий қисми Россия хазинасини четлаб, Қошғар, Афғонистон, Эрон ва бошқа мамлакатларга яширинча сотилишини, бунинг олдини олиш ва Россиянинг ғазнасида қўшимча даромад тушиши учун Туркистонда хуфиёна олтин ишлаб чиқариш билан шуғулланаётганларнинг фаолиятини қонуний қилиш ҳамда улар казиб олаётган олтинни адолатли нархларда ҳукумат томонидан сотиб олинишини йўлга қўйишни таклиф этади.

Шунингдек, у ўз ҳисоботида геолог- инженер Жоравко- Покорскийнинг фаолиятига ҳам тўхталиб ўтиб, замонавий олтин саноатини вужудга келтиришнинг лойиҳасини ҳам тақдим этади. Бухоронинг шарқий ҳудудларидаги конларни тадқиқ қилиш ва ўзлаштириш учун 750000 рубль миқдорида кредит маблағи зарур эканлигини билдирган. “Помир олтин саноатчилари” жамияти кейинчалик “Помир олтин саноатчилари” акционерлик жамиятига айлантирилиб, жамият бошқаруви В.В. Поклевский-Козелльнинг Савдо Уйига берилиб, кўпроқ саноатчи ва ишбилармонлар доираси бу ишга жалб этилади ва 1917 йилга қадар ушбу ҳудудда олтин саноатини вужудга келтириш учун фаолият олиб борган.

Ўлкамиздаги ер ости ва ер усти бойликларини чор Россияси мустамлакачилари аёвсиз талашган бўлса, мустабид советлар ҳукумати даврида бу сиёсат яна давом эттирилди. Мустақиллик шарофати билан, бугунги кунда юртимизнинг барча табиий, шу жумладан фойдали қазилма бойликлари Ватанимиз тинчлиги ва юртимиз ободончилиги ҳамда халқимизнинг фаровонлигини оширишга хизмат қилмоқда.

Фойдаланилган манбалар:

1. Сборник договоров России с другими государствами. 1856-1917. М., Гос. изд-во полит. литературы, 1952.
2. Ўзбекистон Республикаси МДА И- 41, рўйхат-1, иш- 87, варақ- 1, варақ- 13, 13 ов, 14, 15, 33 варақлар.
3. Ўзбекистон Республикаси МДА И - 41, рўйхат - 1, иш- 87, варақ – 28, иш- 499, варақ – 6, иш- 499, варақ – 1, иш- 304, варақ - 87

БУХОРО АМИРЛИГИ ХУДУДЛАРИДА КОНЧИЛИК ИШЛАРИ ХУСУСИДА

Мирзакулов Б.Т., Бухоро озиқ-овқат технологияси ва енгил саноати институти «Ижтимоий фанлар» кафедраси доценти, тарих фанлари номзоди

Тарихдан маълумки, Ўрта Осиёда энг қадимги замонлардан бошлаб турли хил ер ости бойликлари, металллар, маъданлар қазиб олинган, ишлаб чиқарилган. Хусусан, Бухоро амирлиги худудларида олтин, темир, кўрғошин ва бошқа бойликлардан турли хил маҳсулотлар тайёрланган. Манбаларда бу ҳақда жуда кўп маълумотлар берилган.

Ўрта Осиёнинг хунармандчилик районларидан бири ҳисобланган Бухорода қадимдан бошлаб олтин, мис, темир ишлаб чиқарилган. Асрлар оша кончилик ишлари жуда оддий, примитив усулда бўлса ҳам, ривожланиб келган. Бу иш билан жуда кам, санокли кишилар машғул бўлиб, эҳтиёжга яраша миқдорда ер ости бойликларидан керакли маҳсулотлар тайёрланган.

XIX асрнинг охири, XX асрнинг бошларида ҳам Бухоро амирлигида кончилик билан машғул бўлганлар сони кам бўлиб, махсус заводлар бўлмаганлиги боис, одагда олтин изловчилардан фойдаланилган.

XX аср бошларида Бухоро амирлигини ўрганган Д.Н.Логофет Бухоронинг бойликлари ҳақида айрим маълумотларни келтиради. Ўша пайтда Бухородаги тоғлик худудларда кўплаб миқдорда олтин, мис, темир, кўрғошин, киновар (кизил рангли минерал), симоб, тошқўмир, мрамар, нефт, охра(сарик ёки кизил тусли минерал бўёк), туз, тоғ биллури (хрустали), топаз (қимматбаҳо асл тош), кизил ёкут (лаъл) захиралари мавжуд бўлган.

Ўрта Осиёни Россия забт этгандан кейин, Бухоро амирлиги худудларида мавжуд бўлган ер ости бойликларининг конлари жойлашуви ўрганилади. Олтин – октош, кварц кўринишида, тоғ жинслари таркибида, Дарвоз беклиги худудидаги тоғлик жойларда, Панж, Яхсув, Вахш ва Шарқий Бухоронинг бошқа кичик дарёлари оқими бўйлаб, тоғ жинсларидан ажралган кум таркибида учраган. Мис – Дарвоз беклигидаги тоғлик жойларда, табиий равишда мавжуд бўлган. Темир – Ҳисор, Дарвоз бекликларидаги тизма тоғликлардан олиш мумкин эди. Қимматбаҳо тошлар – Дарвоз беклигида кўп бўлиб, шу атрофдан олинган. Мрамар – Дербент шаҳри атрофидан, Ҳисор тоғи этакларидан олинган. Нефт – Ҳисор ва Кўрғонтепа беклигида кўпроқ бўлган. Кўрғонтепа беклигининг Сарой кишлоғида, Шеробод шаҳри яқинидаги Қоратоғ этакларида, Оқ-жумалон тоғликларида, Шакарлик-Остона деган жойда захиралари борлиги аниқланган. Олтингургурт – унинг захиралари Кўхитанг тоғ атрофларида, Келиф яқинида, Шеробод атрофларидаги

Жўлтонтпепада, Қизил-Ур деган жойда борлиги маълум бўлган. Тошқўмир конлари – Бойсун, Ҳисор, Кўрғонтепа бекликларида мавжуд бўлган. Кўрғошин захираси Кўйтонда кўпроқ бўлган. Охра Кўрғонтепа беклигида, Қоратоғ этакларида, Ҳисор тизма тоғларида мавжуд эди.

Бухоро амирлигида ер ости қазилмаларини аниқлаш, тадқиқ этиш, излаб топиш ишлари муайян режа асосида олиб борилмаган, бу иш билан айрим кишиларгина шуғулланишган. Ер ости ишларини олиб боришга катта маблағ ажратилмаган, асбоб-ускуна ва жиҳозлар мукамал бўлмаган, бунинг устига руда эритиш печлари ҳам жуда оддий бўлган. Шунга қарамасдан, XX аср бошларида Бухоро амирлигида катта бўлмаган миқдорда олтин, темир, олтингургурт, туз қазиб чиқарилган.

Олтин қазиб чиқариш ёки олтин тайёрлаш учун зарур маҳсулот етиштириш икки йўналишда амалга оширилган. Дарвоз беклиги худудидан олтин конидан кристалл кўринишдаги олтин маҳсулоти қазиб олинган. Панж, Вахш, Яхсув, Қизилсув, Ванг, Ёзғулом ва Оқдарёда таркибида олтини мавжуд бўлган кумдан, тоғ жинсларидан олтин олинган. Бу дарёлар ўз оқими бўйлаб аралаш-қуралаш тоғ жинсларини ювиб кетиши натижасида олтин таркибли кумлар пайдо бўлган ва улардан олтин тозалаб олинган.

Дарвозда олтин олиш, асосан конлардан олтинли кристалл бўлақларни парчалаб олиш орқали амалга оширилган. Иш қуроли – оддий болға, чўкич ва бигизлардан ташкил топган. Олдин кварц шаклидаги катта бўлақлар синдириб олиниб, кейин улардан олтин бўлақлари, олтин зарралари бигиз билан ажратиб олинган.

Қайд қилинган дарёлардан олтин олишда, асосан, кўй терисидан фойдаланилган. Тўрлар билан жиҳозланган махсус мосламага кўй териси кўйилиб, чўмишда сув олиниб қайта-қайта ювилган. Ювилган кумнинг таркибидаги олтин зарралари кўй терисидаги юнглор орасида қолган. Бир неча соат давомида анча тўплашиб қолган олтин зарралари махсус тароқда тараб олиниб, идишга солинган. Шундай қилиб, эртақларда айтилган “олтин барра” ҳақиқатдан ҳам ўз ифодасини топган.

Олтин изловчиларга, уни тозаловчиларга жуда кам ҳақ тўланган – кунига 3-4 танга атрофида. Олтинни излаб топиш, ювиш, тозалаш ва Бухоро бекларига топшириш қаттиқ назорат қилинган, тартиббузарлар жазоланган. Айрим, ҳолларда кумни ювиш жараёнида табиий олтин бўлақлари (куймага ўхшаш) ҳам чиқиб турган. Ўрнатилган

тартиб-қоидага кўра, олтинни ювиш ҳуқуқига эга бўлиш учун олтин изловчи шахс Бухоро амирлиги хазинасига жуда катта солиқ тўлаши шарт бўлган. Бухоро фуқаролари билан бирга, рус фуқаролари ҳам шу қоидага бўйсунини лозим эди. Бунинг учун Россиянинг Бухородаги Сиёсий Агентлиги томонидан махсус рухсатнома берилган.

Бухоро амирлигида олтин ишлаб чиқариш XX аср бошларида йилига 80 фунтдан ошмаган (32 килограмм 760 грамм). Олтин баҳор, ёз ва куз ойларида ювилган, тозаланган, қишда бунинг иложи бўлмаган.

Турган гапки, амирликдаги олтинли кум конлари ҳақидаги маълумотлар билан бошқалар ҳам қизиққан. 1894 йилда рус тоғ-кон инженери П. Журавко-Покорский Яхсув дарёси бўйларидан таркибида олтин зарралари бўлган кумни излаб разведка ишларини олиб борган, кумни ювиб тозалаш билан шуғулланган.

Кейинчалик, Покорский Оқдарё бўйларини ҳам ўрганиб чиққан ва 15 йил давомида Шаркий Бухоро ҳудудларидаги олтинли кумлар мавжуд бўлган жойларни тадқиқ этган. Ундан кейин Левашов, Серас деган геологлар ҳам келишиб, айрим тадқиқ ишларини олиб боришган, аммо асосий ишлари олтин мавжуд бўлган жойларни қидиришдан нарига ўтмаган. 1905 йилда тоғ-кон инженери Михайлов, ундан кейин эса Крафт, Леват келиб олтинли жойларни ўрганган.

Рус кон инженери Покорский билан бир вақтда бу ерларда “Рикмерс” деган инглиз савдо уйи вакили ҳам ишлаган, олтин кони излаган. Покорский олтин

кони излашни давом эттириб, йилига 1,5 миллион пудгача бўлган кумни ювишга муваффақ бўлган. Кейинчалик Россия ҳукумати томонидан Оқдарё бўйларидаги олтин конларига от тортиб юривчи темир йўл излари қурилган. 1910 йилга келиб Покорский томонидан топиб ишга туширилган олтин конидан Россия ҳукумати йилига 18 фунт олтин қазиб олишга эришган (7кг. 371гр).

XIX аср охирларида Бухоро бозорларида бир ботмон темир тунукасининг нархи 5 тилла, бир ботмон миснинг нархи 20-22 тилла, бир пуд кўрғошиннинг нархи 20 тилла, бир пуд қалайнинг нархи 21 тилла бўлганлигини инобатга олсак, ер ости бойликларидан фойдаланишнинг, кончилик ишларининг аҳамияти қай даражадалигини англаб етиш қийин эмас.

Бухоро амирлигида Дарвоз, Қоратегин, Ҳисор бекликлари ҳудудидан йилига 3-4 минг пудгача темир, чўян эритиб ишлагилган. Аммо Бухоро амирлиги ҳудудларидан қазиб олинган ер ости бойликлари мамлакат эҳтиёжи учун етарли бўлмаган. Четдан темир ва пўлат олиб келинган. Масалан, 1896 йилда Россиядан Бухорога 34208 пуд темир ва пўлат келтирилган.

Бугунги кунда Ўзбекистон Республикаси жаҳонда кончилик саноати юқори ривожланган мамлакатлар каторидан ўрин олган. Ҳозирга қадар Ўзбекистонда ҳаммаси бўлиб 2700 дан ортиқ истиқболли турли фойдали қазилма конлари аниқланган. Олтин, уран, нефт, фосфоритларнинг разведка қилинган захиралари бўйича Ўзбекистон жаҳонда етакчи ўринни эгаллайди.

Манбалар:

1. Ўзбекистон Миллий энциклопедияси. Т., 2002. 4-том
2. Логофет Д.Н. На границах Средней Азии. Сп.б. 1909
3. Логофет Д.Н. История завоевания Бухарского ханства. Сп.б. 1906. 263-270 б.
4. Ханьков Н.В. Описание Бухарского ханства. Сп.б. 1843. 179-б
5. Ўзбекистон Республикаси Марказий Давлат архиви, I-жамланма, II-рўйхати, 1308-иш, 64-в

УДК 622

© Курбонов А.А. 2007 г.

НОВЫЕ ОСОБЕННОСТИ И УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ БАЗАЛЬТОВЫХ ВОЛОКОН

Курбонов А.А., доцент кафедры «Электроэнергетика» НГПИ, канд. техн. наук

В науке и на практике известны нетрадиционные способы лечения больных. Веками ими пользовались наши предки. Многие методы, оправдавшие себя временем, широко используются и сейчас. Одним из таких методов не традиционного метода лечения является использование лечебного пояса для борьбы с такими болезнями, как: острехондроз поясничных позвонков, радикулит, боли в области поясницы, рас-

стройства кишечного тракта и т.д. Подобные лечения с помощью пояса широко используются по собственной воле самих больных и по рекомендации врачей-терапевтов.

Как известно, лечение больных с применением лечебных поясов основывается на терапевтическом воздействии на тело человека, используя их в качестве повязки на больное место. Однако такой

пояс используется только в качестве перевязочного материала, для поддержания опущенных органов и стабилизации позвоночника. Кроме того, несмотря на положительные показатели имеющихся лечебных поясов, существует ряд их недостатков, которые требуют изучения данного вопроса. Например, материал пояса изготавливается из шерстяных волокон верблюжьей шерсти тайлак, собираемой с молодых нерабочих верблюдов, для чего требуются дополнительные затраты, связанные с взращиванием верблюдов, производством верблюжьей шерсти и её обработкой.

Проведенные научно-исследовательские работы ученых Навоийского государственного горного института совместно со специалистами Областного здравоохранения Навоийской и Бухарской областей говорят о том, что для взращивания верблюдов и обработки их шерсти требуется планомерно разработанное мероприятие за уходом тайлак. Для переработки шерсти необходимо построить хорошо налаженное производство, соблюдая при этом все необходимые современные санитарно-гигиенические нормы.

Однако, когда решению возникших современных экологических проблем день за днем требуется уделять все больше и больше внимания, приходит мысль на время предохранить себя от традиционных шерстяных волокон, полученных из верблюжьей

пользование которого не только превосходит отдельные показатели существующей шерсти, но и является экологически чистым продуктом. Права на использование данного продукта взамен верблюжьей шерсти тайлак для нового лечебного пояса в 2006 г. защищены патентом Республики Узбекистан.

В новом лечебном поясе верблюжья шерсть тайлак полностью заменена базальтовыми волокнами. Базальтовые волокна получают из природного базальтового камня при температуре плавления $1600\pm 1700^{\circ}\text{C}$, в составе которого имеются такие химические элементы, как: SiO_2 , TiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , FeO , MgO , CaO , Na_2O , K_2O и прочие.

При температуре $1600\pm 1700^{\circ}\text{C}$ базальтовая порода полностью избавляется от ненужных примесей. Базальт - является стабильной по клиническому составу горной породой. Земной шар до 38% охвачен базальтовой горной породой. Запасы базальтовой горной породы расположены в Навоийской и Джизакской областях и Ферганской долине. Базальтовые волокна обладают высокими показателями химических и физико-механических свойств. Базальты экологически чистые, причём не выделяют опасные для здоровья людей вещества в воздушную и водную среду, негорюемые, взрывобезопасные и не гниют.

Работа лечебного пояса традиционно основывается на терапевтическом воздействии волокна и корольков (мелкие остатки базальтовой породы с острыми наконечниками) на тело человека.

Последнее, достигается благодаря содержанию в лечебном поясе: каркаса из текстильного материала; теплозащитного слоя из искусственного (можно синтетического) шелка, расположенного на наружной поверхности каркаса, текстильного материала из хлопчатобумажной ткани полотняного переплетения средней плотности (рис.) и базальтовых волоконистых материалов.

Применяемая в лечебном поясе хлопчатобумажная ткань полотняного переплетения средней плотности типа: бязи, сатина и ситца, в силу своих физико-механических свойств хорошо впитывает влагу и создает необходимый воздухообмен внутри пояса.

При этом базальтовый слой, который образуется из перепутанных взаимосмешанных базальтовых волокон, выкроенных из рулонного материала и обладающих высокой сворачиваемостью с образованием на поверхности значительного количества кончиков волокон и корольков, играет роль заменяющего верблюжьей шерстью тайлак.

В силу незначительной теплопроводности базальтовый ватин за короткое время создает тепловую изоляцию и при длительном соприкосновении с телом человека поддерживает тепло, согревая больные органы, повышает температуру под поясом.

Выступающие сквозь хлопчатобумажную ткань каркаса кончики базальтовых волокон ватина и кончики корольков, соприкасаясь с телом, раздражают кожный покров, стимулируя защитные силы организма на борьбу с болезнью.

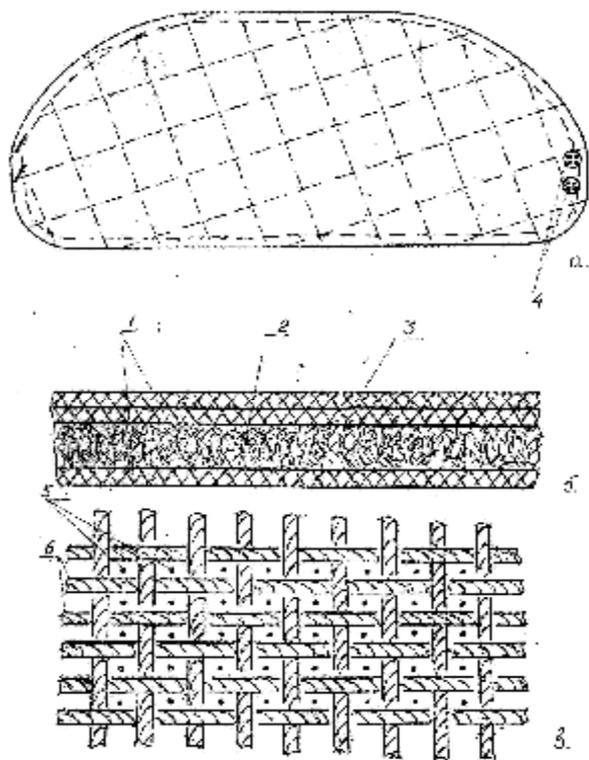


Рис. Лечебный пояс: а) общий вид лечебного пояса; б) поперечный разрез пояса; в) структура переплетения ниток основы и утка

шерсти тайлак. Для устранения недостатков лечебного пояса, изготовленного из верблюжьей шерсти тайлак, несколько лет велись научно-исследовательские работы, которые дали свои плоды. В настоящее время предлагается новый материал, ис-

РАСЦЕНКИ НА РАЗМЕЩЕНИЕ РЕКЛАМЫ в журнале «Горный вестник Узбекистана»

Цветная обложка, вкладка
Формат А4

800 USD	450 USD	
	250 USD	150 USD
		80 USD

Цветная обложка, вкладка
Формат 70×108 1/16

600 USD	350 USD	
	150 USD	80 USD
		40 USD

Объем и вид публикаций	Формат	Скидка
I. В основном номере журнала: - в двух номерах - в трех номерах - в четырех номерах - более чем в четырех номерах	A4, бумага лакированная 250 г, цифровая цветная печать	10 % 15 % 20 % 25 %
II. В литературно-художественном приложении к журналу: - в одном номере - в двух номерах	70×108 1/16 бумага лаки- рованная 250 г, цифро- вая цветная печать	- 10 %
III. Одновременно в основном номе- ре и в литературно-художественном приложении к журналу: - в четырех номерах - более чем в четырех номерах	A4, бумага лакированная 250 г, цифровая цветная печать 70×108 1/16 бумага лаки- рованная 250 г или глянцевая 135 г, цифро- вая цветная печать	25 % 35 %

При условии размещения рекламы в нескольких номерах журнала предоставляются следующие скидки:

При размещении рекламы Рекламодателю предоставляется право бесплатной публикации статьи (объемом до 3-х журнальных страниц) по выпускаемым им оборудованию и материалам.

Возможно также размещение информационных статей без рекламных страниц. В этом случае стоимость размещения статьи составляет 200 долларов

США за журнальную страницу.

Для предприятий и организаций - резидентов Республики Узбекистан базовая цена на размещение рекламы снижается на 50 % с сохранением системы скидок, и оплата осуществляется в суммах по курсу Центрального банка Республики Узбекистан на день оплаты.

Дополнение к расценкам на размещение рекламы:

Установлены договорные расценки на размещение рекламы для следующих случаев:

а) между Учредителем журнала (НГМК, НГГИ или O'zGEOTEHLITI) и Рекламодателем заключено соглашение о сотрудничестве, независимо от предмета и формы такого соглашения (протокол намерений, договор о научно-техническом сотрудничестве и т.п.);

б) в готовящемся к выпуску очередном номере имеются невостребованные рекламные места (страницы) на обложке и/или вкладке журнала, и если отсутствуют заказы на размещение на этих

местах рекламы по утвержденным расценкам.

Величина договорной базовой цены на размещение рекламы определяется соглашением между Филиалом Редакции журнала и Рекламодателем, но при этом она не должна быть ниже:

50 % от утвержденной расценки - для нерезидентов Республики Узбекистан;

10 % от утвержденной расценки - для резидентов Республики Узбекистан.

Сохранить в обоих случаях за Рекламодателями право пользования утвержденной системой скидок.